



UNIVERSIDAD
NACIONAL
DE COLOMBIA

Metodología para la evaluación cuantitativa de amenaza por deslizamientos en roca

Deisy Viviana Pinillos Santamaría

Universidad Nacional de Colombia
Facultad de Ingeniería, Unidad de Posgrados
Posgrado en Geotecnia
Bogotá D.C., Colombia
2017

Metodología para la evaluación cuantitativa de amenaza por deslizamientos en roca

Deisy Viviana Pinillos Santamaría

Trabajo Final presentado como requisito parcial para optar al título de:

**Magister en Ingeniería Geotecnia
Modalidad Profundización**

Director:

Carlos Eduardo Rodríguez Pineda (PhD., M.S.C Ingeniero Civil)

Línea de Investigación:

Taludes, Laderas, Cauces y Zonificación Geotécnica

Universidad Nacional de Colombia

Facultad de Ingeniería, Unidad de Posgrados

Posgrado en Geotecnia

Bogotá D.C., Colombia

2017

Agradecimientos

A mi esposo por acompañarme día a día en este reto, a mi madre por darme la fortaleza y creer en mí en cada meta que me propongo, a Dios por darme el mejor de los regalos MI VIDA y al Ingeniero Carlos Rodríguez por su apoyo incondicional durante el desarrollo de este trabajo.

Resumen

En este documento se presenta una metodología que permite evaluar de manera cuantitativa la amenaza generada por deslizamientos en roca, la cual considera la estimación de la susceptibilidad del macizo rocoso, la probabilidad de ocurrencia por diferentes mecanismos de falla, la magnitud del deslizamiento y su intensidad. Para lograr este objetivo se inició por plantear un procedimiento para definir la susceptibilidad de un macizo rocoso a la ocurrencia de un deslizamiento, mediante la aplicación del sistema de clasificación de macizo rocoso "SMR" para obtener los posibles mecanismos de falla que se pueden presentar en la zona. Posteriormente se definieron funciones de comportamiento en las cuales se consideraron los parámetros de resistencia de la roca, las propiedades de las discontinuidades presentes y los factores detonantes (sismo y lluvia), los cuales se evaluaron bajo un análisis probabilístico que permitió definir la función de probabilidad del factor de seguridad para el macizo estudiado. Luego empleando la magnitud del deslizamiento se evaluó la intensidad empleando el software RocFall®, el cual permitió la generación de diferentes escenarios para definir la trayectoria de caída de los bloques que se identifiquen en la ejecución de la metodología. Finalmente se eligió una zona para la aplicación de la metodología propuesta que permitió evaluar cada uno de los pasos propuestos en el documento.

Palabras clave: Rocas, Amenaza, Mecanismos de Falla, Probabilidad, Cuantitativa.

Abstract

This paper presents a methodology that allows quantitative evaluation of the threat generated by rock landslides, which considers the estimation of the susceptibility of the rocky massif, the probability of occurrence by different fault mechanisms, the magnitude of the landslide and its intensity. In order to achieve this objective, we started by proposing a procedure to define the susceptibility of a rocky massif to the occurrence of a landslide, by applying the rock massif classification system "SMR" to obtain the possible fault mechanisms that can be presented in area. Afterwards, behavioral functions were defined in which the rock resistance parameters, the properties of the discontinuities present and the detonating factors (Earthquake and Rainfall) were evaluated under a probabilistic analysis that allowed to define the probability function of the safety factor for the massif studied. Then, using the sliding magnitude was evaluated using the software RocFall®, which allowed the generation of different scenarios to define the path of fall of the blocks that are identified in the execution of the methodology. Finally, a zone was chosen for the application of the proposed methodology that allowed to evaluate each of the steps proposed in the document.

Key words: Rocks, Threat, Mechanisms of Fault, Probability, Quantitative.

TABLA DE CONTENIDO

1.	Amenaza por deslizamientos en roca.....	1-1
1.1.	Planteamiento del problema	1-1
1.2.	Definición de amenaza	1-2
1.3.	Metodologías existentes	1-3
1.3.1.	Aproximación Probabilística para la Evaluación del Riesgo por Deslizamientos en Rocas.....	1-4
1.3.2.	Zonificación por Riesgo de Deslizamientos en Taludes Susceptibles a Caída de Rocas y Volteos	1-6
1.3.3.	Enfoque Histórico, Geomecánico y Probabilístico para la Evaluación del Peligro de Caída de Rocas	1-7
1.3.4.	Modelación Numérica Tridimensional de Caídas de Rocas en Alta Resolución	1-9
2.	Deslizamientos en roca.....	2-1
2.1.	Causas de deslizamientos en roca	2-1
2.2.	Factores que condicionan la ocurrencia de deslizamientos en roca.....	2-3
2.2.1.	Factores internos.....	2-4
2.2.2.	Factores externos.....	2-7
3.	Susceptibilidad del macizo rocoso	3-1
3.1.	Definición.....	3-1
3.2.	Metodologías existentes	3-1
3.2.1.	SMR	3-3
3.2.2.	GSI.....	3-7
3.3.	Posibilidad cinemática	3-12
3.3.1.	Falla planar.....	3-13
3.4.	Falla en cuña	3-14
3.4.1.	Falla por volteo	3-15
3.5.	Procedimiento sugerido	3-15
4.	Probabilidad de falla del macizo rocoso	4-18
4.1.	Definiciones.....	4-18
4.1.1.	Índice de confiabilidad y probabilidad de falla	4-18
4.1.2.	Probabilidad de falla y probabilidad de falla total	4-21
4.2.	Mecanismos de falla	4-24
4.2.1.	Falla planar.....	4-24

4.2.2.	Falla en cuña	4-25
4.2.3.	Falla por volteo	4-27
4.2.4.	Falla Circular	4-30
4.3.	Procedimiento sugerido	4-33
4.3.1.	Factores detonantes	4-33
4.3.2.	Procedimiento sugerido	4-40
5.	Evaluación del tamaño de los bloques	5-1
5.1.	Uso de la proyección estereográfica en la evaluación del tamaño de los bloques 5-1	
5.2.	Análisis vectorial para la evaluación del tamaño de los bloques	5-9
5.2.1.	Ecuaciones de líneas y planos	5-10
5.2.2.	El volumen de un bloque tetraédrico.....	5-13
5.3.	Procedimiento sugerido	5-15
6.	Análisis de Intensidad en Caída de Rocas	6-16
6.1.	Trayectoria de los bloques	6-16
6.2.	Velocidad del movimiento	6-19
6.3.	Procedimiento sugerido	6-20
7.	Aplicación de la metodología	7-1
7.1.	Descripción de la zona	7-1
7.2.	Levantamiento topográfico del talud	7-3
7.3.	Levantamiento estructural del macizo rocoso	7-2
7.3.1.	Estratificación	7-2
7.3.2.	Familia de discontinuidades 1 y 2	7-2
7.3.3.	Familia de discontinuidades 3.....	7-2
7.4.	Determinación de parámetros geotécnicos	7-2
7.5.	Evaluación de la susceptibilidad del macizo rocoso	7-8
7.5.1.	Análisis de posibilidad cinemática.....	7-8
7.5.2.	Valoración del SMR	7-18
7.5.3.	Valoración de la susceptibilidad del macizo	7-8
7.6.	Análisis probabilístico de los detonantes	7-8
7.6.1.	Condiciones de sismo.....	7-8
7.6.2.	Condiciones de lluvia.....	7-10
7.6.3.	Definición de factores de seguridad.....	7-17

7.6.4.	Estimación de probabilidad de falla	7-20
7.6.5.	Determinación de volúmenes de bloques	7-27
7.6.6.	Análisis de Intensidad para Caída de Rocas.....	7-2
8.	Conclusiones y Recomendaciones	8-1
9.	Bibliografía	9-1

ANEXOS

ANEXO 1: Fichas técnicas metodologías analizadas

ANEXO 2: Memorias de cálculo

ANEXO 3: Modelaciones en Rocfall

Listado de Figuras

Figura 1-1	Discontinuidades presentes en un macizo rocoso	1-2
Figura 1-2	Espectro de amenazas	1-3
Figura 1-3	Distribución de frecuencias acumulada para los volúmenes de rocas de Arly, Francia - 59 eventos registrados entre 2.250 km y más entre 1954 y 1976	1-5
Figura 1-4	Mapa de zonificación del Monte Valva Mt. Marzano. Explicación: 1) Área de la fuente de caídas de rocas; 2) Pendiente del talud; 3) Sombra de la caída de rocas; 4) Área segura; 5) Ciudad.	1-7
Figura 1-5	Tipos de Fallas analizadas por los Autores.....	1-9
Figura 1-6	Gráficas de la velocidad y altura de rebote a lo largo de la barrera existente	1-11
Figura 2-1	Correlación de los deslizamientos en rocas con la temperatura y la precipitación en las líneas ferroviarias en la barranca de Fraser, Columbia Británica.	2-3
Figura 2-2.	Frecuencia y tasa de movilización por deslizamientos en el bajo valle del deva durante la segunda mitad del siglo XX.....	2-8
Figura 2-3	Acción del hombre sobre el medio físico.....	2-9
Figura 2-4	Relación entre la lluvia diaria, lluvia acumulada y temperaturas mínimas con la ocurrencia de desprendimientos rocosos durante el periodo 2008-2009.....	2-11
Figura 3-1	Clasificación GSI modificada	3-10
Figura 3-2	Condicionantes que se deben cumplir para que ocurra falla planar en roca	3-13
Figura 3-3	Esquema general de la falla de cuña	3-14
Figura 4-1	Comparación de diferentes factores de seguridad con sus respectivas probabilidades de falla. Tomado de (Russelli, 2008).....	4-20
Figura 4-2	Representación gráfica del índice de confiabilidad β	4-21
Figura 4-3	Representación de los pesos asignados a los resultados de la función de comportamiento.	4-23
Figura 4-4	Representación gráfica falla planar.....	4-24
Figura 4-5	Esquema de fallas tipo cuña.....	4-25
Figura 4-6	Análisis de cuña considerando la presión de poros	4-27
Figura 4-7	Clases de rotura por vuelco	4-27

Figura 4-8 Distribución de bloques en falla por volteo	4-28
Figura 4-9 Diagrama de fuerzas en el bloque	4-28
Figura 4-10 Diagrama de fuerzas del bloque considerando fuerza sísmica	4-30
Figura 4-11 Representación gráfica falla circular	4-31
Figura 4-12 Representación Gráfica Análisis Método Bishop.....	4-31
Figura 4-13 Representación Gráfica Análisis Método Bishop.....	4-32
Figura 4-14 Condiciones ideales de flujo en una discontinuidad	4-33
Figura 4-15 Elemento típico de una red formada por cinco nodos interconectados	4-35
Figura 4-16 Curvas de Amenaza Sísmica para Ibagué - Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009).....	4-38
Figura 5-1 Proyección Estereográfica de un Plano	5-2
Figura 5-2 Línea de intersección de dos planos (Hoek y Bray, 1974). Cortesía IMM.	5-2
Figura 5-3 Ilustración de los términos que describen la orientación de las características planares.....	5-3
Figura 5-4 Ilustración de términos que describen la geometría de un bloque tetraédrico	5-4
Figura 5-5 Orientación de cuatro planos que definen cuatro bloques tetraédricos	5-5
Figura 5-6 Orientación de cuatro planos que definen cuatro bloques tetraédricos	5-7
Figura 5-7 Determinación del Volumen de un Bloque Tetraédrico	5-8
Figura 5-8 Gráfico escalado de la excavación que muestra la geometría del bloque	5-9
Figura 5-9 Sistema de coordenadas y direcciones cosenos de una normal: n , normal de la discontinuidad; m , proyección de n en el plano OXY; α , ángulo de buzamiento, β dirección del buzamiento.	5-10
Figura 5-10 Ecuación de un plano	5-11
Figura 5-11 Línea de Intersección de Dos Planos.....	5-12
Figura 5-12 Subdivisión de un paralelepípedo en seis tetraedros de igual volumen. a) Subdivisión en dos prismas triangulares; b) División de cada prisma en tres tetraedros	5-13
Figura 5-13 Denominación de los vectores para los bordes de un tetraedro	5-15
Figura 6-1 Trayectoria de deslizamientos en Hong Kong (Wong et al., 1997)	6-18
Figura 6-2 Relación entre volumen del deslizamiento y distancia de viaje (Leroueil et al., 1996).	6-18
Figura 6-3 Determinación de la distancia de viaje a partir de modelación cinemática del movimiento.	6-18
Figura 6-4 Escala de velocidad propuesta por Cruden y Varnes (1996).	6-19
Figura 7-1 Localización del proyecto.....	7-1
Figura 7-2 Levantamiento topográfico del talud de estudio	7-3
Figura 7-3 Secciones transversales del talud estudiado	7-3
Figura 7-4 Concentración de polos del talud.....	7-2
Figura 7-5 Representación estereográfica de la estratificación	7-2
Figura 7-6 Representación estereográfica de la familia 1	7-2
Figura 7-7 Representación estereográfica de la familia 2	7-2
Figura 7-8 Representación estereográfica de la familia 3	7-2
Figura 7-9 Localización de las perforaciones realizadas en el sitio	7-2
Figura 7-10 Sugerencia para seleccionar parámetros de resistencia del macizo rocoso.	7-3
Figura 7-11 Equipo de corte directo de laboratorio	7-5

Figura 7-12 Esquema del aparato de corte directo para el ensayo de juntas rellenas.....	7-6
Figura 7-13 Valores típicos ángulo fricción y cohesión en discontinuidades con relleno .	7-6
Figura 7-14 Representación estereográfica de las familias presentes en el talud	7-8
Figura 7-15 Falla planar – Estratificación – Talud	7-9
Figura 7-16 Falla planar – Familia 1 – Talud.....	7-10
Figura 7-17 Falla planar – Familia 2 – Talud.....	7-11
Figura 7-18 Falla planar – Familia 3 – Talud.....	7-12
Figura 7-19 Análisis estereográfico de la intersección estratificación – familia 1	7-13
Figura 7-20 Análisis Estereográfico de la Intersección Estratificación – Familia 2.....	7-14
Figura 7-21 Análisis estereográfico de la intersección estratificación – familia 3.....	7-15
Figura 7-22 Análisis Estereográfico de la Intersección Familia 1 – Familia 2	7-16
Figura 7-23 Análisis Estereográfico de la intersección familia 1 – familia 3.....	7-17
Figura 7-24 Análisis estereográfico para la falla por volteo	7-18
Figura 7-25 Puntuaciones para la resistencia de la roca intacta	7-19
Figura 7-26 Puntuaciones para la densidad de discontinuidades.....	7-20
Figura 7-27 Valores de en función del ICE.....	7-5
Figura 7-28 Localización de la Zona de Estudio.....	7-9
Figura 7-29 Curvas de amenaza sísmica para Ibagué	7-9
Figura 7-30 Curva de amenaza sísmica total para Ibagué	7-10
Figura 7-31 Precipitaciones máximas para la estación de Nariño	7-10
Figura 7-32 Curva Intensidad duración - período de retorno: 2.33 años	7-12
Figura 7-33 Curva Intensidad duración - período de retorno: 5 años	7-12
Figura 7-34 Curva intensidad duración - período de retorno: 10 años.....	7-12
Figura 7-35 Curva intensidad duración - período de retorno: 20 años.....	7-13
Figura 7-36 Curva intensidad duración - período de retorno: 25 años.....	7-13
Figura 7-37 Curva intensidad duración - período de retorno: 50 años.....	7-13
Figura 7-38 Curva intensidad duración - período de retorno: 100 años.....	7-14
Figura 7-39 Representación promedio de las discontinuidades en el talud	7-15
Figura 7-40 Evaluación de las conductancias del macizo estudiado	7-15
Figura 7-41 Diagrama de presiones para el macizo analizado	7-17
Figura 7-42 Esquema representativo de planos que generan una falla en cuña	7-23
Figura 7-43 Ángulos y longitudes de una cuña típica	7-24
Figura 7-44 Generación de cuñas por la familia 3.....	7-24
Figura 7-45 Esquema de las orientaciones de las discontinuidades	7-25
Figura 7-46 Trayectorias de bloques obtenidas en Rocfall ®.....	7-3
Figura 7-47 Envolvente y distribución de alturas de rebote	7-2
Figura 7-48 Envolvente de energía cinética total	7-2
Figura 7-49 Puntaje según la altura del talud.....	7-3
Figura 7-50 Puntaje para el AVR	7-3
Figura 7-51 Puntaje según el porcentaje de DSD	7-4
Figura 7-52 Puntaje para el ancho de la vía.....	7-5

Listado de Tablas

Tabla 2-1 Causas que originan deslizamientos.....	2-1
Tabla 2-2 Causas de deslizamientos en rocas en autopistas de California	2-2
Tabla 2-3 Frecuencia relativa de deslizamientos generados por sismos.....	2-9
Tabla 3-1 Sistemas de clasificación de macizos rocosos existentes (2008).....	3-1
Tabla 3-2 Tabla para evaluar el RMR	3-3
Tabla 3-3 Tabla resumen de factores SMR.....	3-4
Tabla 3-4 Condiciones valorar F_4	3-5
Tabla 3-5 Descripción de las clases del SMR	3-5
Tabla 3-6 Estabilidad Asociada al SMR	3-7
Tabla 3-7 Índice geológico de resistencia (GSI) para macizos rocosos fracturados.....	3-9
Tabla 3-8 Términos descriptivos correspondientes al tamaño de los bloques y los intervalos del j_v	3-11
Tabla 3-11 Matriz para evaluación de la susceptibilidad	3-16
Tabla 4-1 Relaciones elementales entre probabilidades de eventos.....	4-19
Tabla 6-1 Coeficiente normal y tangencial de restitución (R_n y R_t)	6-20
Tabla 7-2 Alturas y Buzamientos del Talud.....	7-4
Tabla 7-3 Datos de levantamiento de la estratificación en campo.....	7-3
Tabla 7-4 Datos de levantamiento de familia 1 en campo.....	7-2
Tabla 7-5 Datos de levantamiento de familia 2 en campo.....	7-2
Tabla 7-6 Datos de levantamiento de familia 3 en campo.....	7-2
Tabla 7-7 Resumen de resultados obtenidos en las perforaciones realizadas	7-2
Tabla 7-8 Valores típicos del ángulo de fricción	7-4
Tabla 7-9 Valores típicos del ángulo de fricción	7-4
Tabla 7-10 Mediciones del espaciamiento	7-20
Tabla 7-11 Calificaciones de los nuevos parámetros	7-2
Tabla 7-12 Condiciones de las discontinuidades	7-2
Tabla 7-13 Puntuación de las condiciones de las discontinuidades	7-3
Tabla 7-14 Calificaciones para las condiciones del agua	7-3
Tabla 7-15 Valoración grado de alteración.....	7-4
Tabla 7-16 Valoración grado de alteración.....	7-4
Tabla 7-17 Factor por orientación del talud.....	7-4
Tabla 7-18 Valores típicos del ICE.....	7-5
Tabla 7-19 Estimación de parámetros sísmicos.....	7-9
Tabla 7-20 Datos para la construcción de curvas IDF	7-11
Tabla 7-21 Valores de intensidad para los diferentes períodos de retorno.....	7-11
Tabla 7-22 Láminas de agua para cada período de retorno.....	7-14
Tabla 7-23 Cabeza de presión y de elevación para cada punto.....	7-15
Tabla 7-24 Cabeza hidráulica para cada punto.....	7-16
Tabla 7-25 Cabeza hidráulica para el punto C	7-16
Tabla 7-26 Presiones hidráulicas en el punto C.....	7-16
Tabla 7-27 Fuerza resultante del agua para cada periodo de retorno	7-17
Tabla 7-28 Funciones de comportamiento empleadas para el análisis	7-17

Tabla 7-29 Parámetros de entrada para evaluación de probabilidad de falla por el mecanismo planar	7-18
Tabla 7-30 Parámetros de entrada para evaluación de probabilidad de falla por el mecanismo en cuña.....	7-19
Tabla 7-31 Resultados de análisis probabilístico en falla planar en condición sismo	7-21
Tabla 7-32 Resultados de análisis probabilístico en falla planar en condición sismo	7-22
Tabla 7-33 Resultados de análisis probabilístico falla en cuña	7-26
Tabla 7-34 Volúmenes calculados	7-27
Tabla 7-35 Envolvente de alturas de rebote.....	7-3
Tabla 7-36 Envolvente de energía cinética total.....	7-2
Tabla 7-37 Valores para DSD de acuerdo con el límite de velocidad	7-4
Tabla 7-38 Asignación de puntajes RHRS	7-6

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo final de maestría tiene por objeto desarrollar una metodología para la evaluación cuantitativa de la amenaza por deslizamientos en roca que considere factores detonantes del evento, para esto se presenta una compilación de las diferentes metodologías que se han desarrollado para la evaluación de amenaza por caídas y deslizamientos de rocas en el mundo; posteriormente se plantea un procedimiento para definir la susceptibilidad de un macizo rocoso a la ocurrencia de un deslizamiento mediante la aplicación de los sistemas de clasificación de macizo rocoso, de igual manera en este numeral se presenta un procedimiento para realizar el análisis de posibilidad cinemática de tal forma que se identifique los posibles mecanismos que se pueden presentar en el macizo rocoso que se analiza.

Seguido de esto se presenta un procedimiento para la evaluación de la probabilidad de falla del macizo rocoso, para esto se emplean diferentes ecuaciones que permitan estimar el factor de seguridad para cada mecanismo de falla en las cuales se consideran los parámetros de resistencia de la roca, las propiedades de las discontinuidades presentes y los factores detonantes.

Luego se propone emplear una metodología para la evaluación de la magnitud del deslizamiento, basada en dos tipos de análisis: (1) Análisis estereográfico y (2) Análisis Vectorial el cual y se plantea un procedimiento para la evaluación de la intensidad del deslizamiento, esto se relaciona con la velocidad de impacto de los bloques con la ayuda de herramientas computacionales que permitan modelar la trayectoria de viaje, la velocidad de impacto y la ubicación de caída de los bloques identificados con probabilidad de movilizarse.

Finalmente, se aplica la metodología propuesta a una zona de estudio con el fin de aplicar los procedimientos planteados en este trabajo de grado, para esta etapa se realizó el levantamiento de datos en campo y el análisis de los factores detonantes presentes en la zona que puedan afectar la estabilidad del macizo.

1.Amenaza por deslizamientos en roca

1.1. Planteamiento del problema

Los deslizamientos en roca representan un peligro importante en las excavaciones de macizos rocosos que se realizan para la construcción de vías en terrenos montañosos, el número de personas muertas por desprendimientos de rocas tiende a ser del mismo orden que las personas muertas por todas las demás formas de la inestabilidad de los taludes de roca. Badger y Lowell (1983) resumen la experiencia del Departamento de Carreteras del Estado de Washington e indicaron que "Un número significativo de accidentes y casi una media docena de víctimas mortales se han producido a causa de desprendimientos de rocas en los últimos 30 años y el 45 por ciento de todos los problemas de taludes inestables están relacionados con la caída de rocas". Hungr y Evans (1989) señalan que, en Canadá, ha habido 13 muertes por caída de rocas en los últimos 87 años y casi todas estas muertes han sido en las carreteras de montaña de la Columbia Británica.

Para asegurar la estabilidad de las excavaciones en macizos rocosos, se requiere hacer una evaluación del macizo rocoso, considerando que las fallas de estos taludes suelen iniciar y seguir discontinuidades preexistentes en el lugar de ruptura a través de la roca intacta. Por ende estas discontinuidades (fracturas, planos de estratificación, y otras interrupciones de la continuidad de la roca) gobiernan el comportamiento mecánico e hidráulico del macizo rocoso (Figura 1-1).

Con base en lo anteriormente descrito, esta investigación pretende exponer una metodología que permita evaluar de manera cuantitativa la amenaza generada por deslizamientos en roca, que considere la estimación de la susceptibilidad del macizo rocoso, la probabilidad de ocurrencia por diferentes mecanismos de falla, la magnitud del deslizamiento y su intensidad. Esta investigación se enfoca en la evaluación de amenaza por deslizamientos de rocas debido a que estos, son un fenómeno geomorfológico muy común en los ambientes de montaña, siendo uno de los procesos a través de los cuales evolucionan las vertientes. Las fallas o diaclasas al afectar a los macizos rocosos los subdividen en bloques, los cuales dependiendo de las características de las estructuras como: abertura, tipo de relleno, rugosidad, espaciamiento, continuidad, grado de meteorización, circulación de agua, entre otras, serán más o menos susceptibles a desprenderse. Finalmente, la lluvia, los sismos o la actividad antrópica, se convierten en los detonantes de los deslizamientos (Rendón 2007).

Figura 1-1 Discontinuidades presentes en un macizo rocoso



Fuente: Norbert H. Maerz (2000)

El alcance de este documento se limita al estudio de los deslizamientos en roca, por lo cual se hará énfasis en los conceptos y definiciones que permitan generar un marco conceptual adecuado para el correcto desarrollo del trabajo de investigación.

1.2. Definición de amenaza

La amenaza está definida como “La probabilidad de ocurrencia de un evento potencialmente dañino en un tiempo y lugar específico” (C. Prieto, 2011). Se emplea como el término para ser aplicado a objetos, organismos, fenómenos, eventos y situaciones, el cual enfatiza su potencial para afectar adversamente humanos y cosas de valor para los humanos; sin embargo, las mejores definiciones genéricas son (Lee y Jones, 2004):

- Situación que en determinadas circunstancias podría dar lugar a daños (Royal Society, 2002).
- El potencial de consecuencias adversas de algún evento principal, secuencia de eventos o combinación de circunstancias (British Standards Institution, 1991).
- Amenazas a los seres humanos y lo que valoran: la vida, el bienestar, los bienes materiales y el medio ambiente (Perry, 1981).

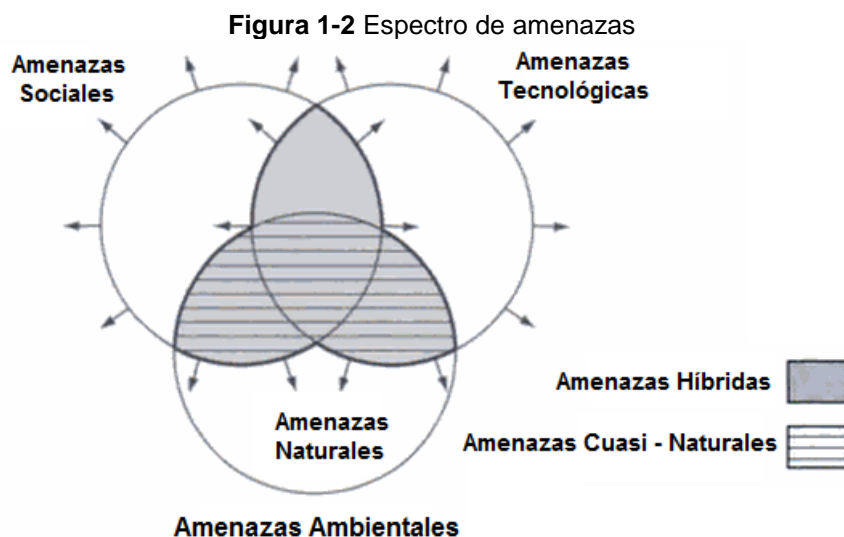
Lee y Jones (2004) subdividen las amenazas en naturales, tecnológicas y sociales como se indica en la Figura 1-2. Las amenazas naturales son definidas como aquellos elementos del ambiente físico que son perjudiciales para los humanos y son causados por fuerzas diferentes a la sociedad humana. Por otra parte, de acuerdo con la dramática influencia de la actividad humana en la operación de los sistemas ambientales, la intersección con las amenazas naturales o tecnológicas es lo que se define como amenazas híbridas, destacándose dentro de ese grupo las cuasi naturales que son aquellas que involucran actividad humana ya sea a nivel social o tecnológico dentro de un proceso natural.

La amenaza de la ocurrencia de un deslizamiento de rocas, puede ser analizada mediante modelos físicos y estadísticos. La búsqueda de correlaciones estadísticas entre factores condicionantes (vegetación, litología, pendiente, etc.) o desencadenantes (precipitaciones,

sísmos, actividad humana, etc.) y la ocurrencia de los procesos, permite generar modelos de susceptibilidad muy útiles para la toma de decisiones. La posibilidad de hacer predicciones fiables sobre el comportamiento futuro de los deslizamientos dependerá de (C. Prieto, 2011):

- El conocimiento detallado de su comportamiento en el pasado (archivos históricos, estudios geomorfológicos, etc.), ya que se supone, que los movimientos que se producirán bajo condiciones similares a las que los produjeron en el pasado y los producen en el presente.
- El conocimiento de la dinámica del deslizamiento (factores que intervienen, variables a considerar, relaciones entre variables causales y efectos, etc.).

El impacto socio-económico de los deslizamientos es subestimado debido a que estos procesos por lo general no están separados de otros peligros naturales desencadenantes, como la precipitación extrema, terremotos o inundaciones. Esta subestimación contribuye a la reducción de la conciencia y la preocupación tanto de las autoridades y público en general acerca del riesgo de los deslizamientos (Sassa, 2009).



Fuente: Lee y Jones, 2004.

1.3. Metodologías existentes

Para dar inicio a esta investigación se realizó una consulta bibliográfica detallada en la cual se logró identificar investigaciones realizadas recientemente acerca de las metodologías de evaluación de amenaza por deslizamientos y caídas en rocas y su incidencia en la prevención del riesgo de las diferentes zonas del mundo, mediante la consulta de bases de datos, memorias de seminarios aférentes al tema, proyectos de investigación de universidades y consulta de estudios realizados por entidades estatales. Como resultado de este primer paso se generó una matriz de referencias bibliográficas, acompañada de fichas resumen para cada una de las metodologías encontradas que se consideraron relevantes para el desarrollo de esta investigación, las cuales se presentan en el ANEXO 1

de este documento y se resumen brevemente a continuación algunas de las metodologías mas relevantes encontradas.

1.3.1. Aproximación Probabilística para la Evaluación del Riesgo por Deslizamientos en Rocas

C. Dussauge-Preisner, A. Helmstetter, J. R. Grasso, D. Hantz, P. Desvarreux, M. Jeannin y A. Giraud (21 de enero de 2002), realizaron un estudio sobre la distribución de volúmenes de deslizamientos de rocas en tres casos inventariados y se ajustaron los datos observados a una ley de distribución de potencias, la cual fue propuesta recientemente para describir distribuciones de volúmenes de deslizamientos y de caídas de rocas. Se uso esta distribución estadística de los eventos pasados para estimar las tasas de ocurrencia en las áreas estudiadas. La metodología planteada por los autores para lograr sus objetivos se describe a continuación:

1. Análisis estadístico de los inventarios de los deslizamientos en roca:

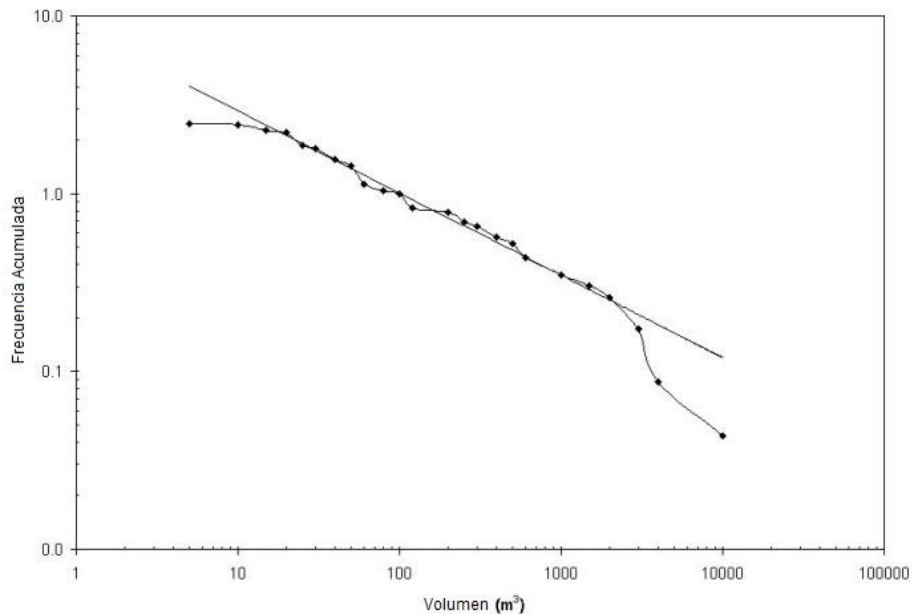
a. Características de los Inventarios de Caídas de Rocas: Se exponen los diferentes problemas causados por el manejo de información que no es recolectada en el mismo periodo de tiempo, por ende se recomienda que los inventarios que se analicen estén restringidos a un intervalo de tiempo en el cual el número de eventos por año sea relativamente constante.

b. Luego se describen los tres inventarios analizados y se dividen en dos grupos de acuerdo a la escala espacial abordada, así:

- Dos Inventarios a Escala Regional: Se realiza una descripción detallada de la geología presente en las zonas que en este sentido son bastante homogéneas y los volúmenes son estimados principalmente en el área de depósito. Para cada conjunto de datos se estudió la distribución de caída de rocas de acuerdo a su volumen, cada distribución es estadísticamente ensayada con el fin de lograr encontrar la que mejor se acomode al rango de volúmenes.
- Un Inventario a Escala Local: Se estudio con el fin de considerar menor escala de tiempo y espacio, de igual manera se hace una descripción detallada de la geología de la zona y se analiza la distribución de volúmenes de las caídas de rocas para que se ajuste a una ley de distribución de potencias.

El resultado de estos análisis es valorado de acuerdo a los valores obtenidos para el exponente b , el cual es evaluado empleando regresión lineal y la desviación estandar.

Figura 1-3 Distribución de frecuencias acumulada para los volúmenes de rocas de Arly, Francia - 59 eventos registrados entre 2.250 km y más entre 1954 y 1976



Fuente: C. Dussauge-Preisner et al., 2002.

2. Síntesis de los Patrones de Distribuciones Observadas:

Observando los diferentes inventarios de caídas de rocas, los autores resaltan que las distribuciones de volumen están ajustadas por una ley de potencia, por lo menos por encima de un volumen dado. En todos los casos, la curva de distribución es plana para los volúmenes más pequeños y no se ajusta a la ley de potencia. Esto también se observa para las distribuciones del tamaño del deslizamiento. Stark y Hovius (2001) proponen que se trata de un efecto censurador, debido a la resolución del muestreo, que no cuestiona el comportamiento general de la ley de potencia. Adicionalmente, los resultados para las caídas de rocas de este estudio, muestran que esta ley es aceptada independientemente del rango de volumen de $0,01 - 10 \text{ m}^3$ a $10^7 - 10^{10} \text{ m}^3$ - o el período de observación - de dos meses a 10.000 años.

3. Implicaciones en la Evaluación del Riesgo: Exponen las implicaciones e incógnitas que se puedan generar durante la ejecución de la metodología, las posibilidades de extrapolación y la evaluación del riesgo con base en la evaluación de la frecuencia.

Luego del desarrollo de la metodología se encontró buena concordancia entre las distribuciones de volúmenes observadas y un ajuste a la ley de distribución de potencias. Al final se discuten los sesgos producidos por una mala calidad de los inventarios y la sensibilidad para extrapolar las predicciones. Este estudio muestra que el análisis estadístico de eventos pasados proporciona una herramienta para cuantificar una frecuencia general de deslizamientos de rocas en un área dada (a la escala de un acantilado o serie de acantilados) y aunque esto no proporciona la probabilidad de ocurrencia de una inestabilidad específica, si permite realizar un análisis de frecuencias aceptable. Una tasa media de recurrencia para caídas de rocas en el rango de volumen de los datos notificados

en los inventarios y la posibilidad de extrapolar la distribución para eventos más grandes que no se han reportado en el periodo de tiempo estudiado.

1.3.2. Zonificación por Riesgo de Deslizamientos en Taludes Susceptibles a Caída de Rocas y Volteos

M. Parise (19 de diciembre de 2001) presenta una zonificación en taludes en roca, en una zona muy afectada por caídas y volteos, para esto realizó una identificación aérea de la zona de estudio y se detectaron cuatro zonas potencialmente susceptibles a caídas de rocas y volteos, a estas zonas se les realizó un análisis geológico, morfológico y estructural que permita identificar las partes del talud mas susceptibles al desprendimiento de bloques e identificar los tipos de fallas presentes. Los resultados de esta investigación se integraron con información histórica de la zona. El autor realizó el siguiente procedimiento:

1. Estudio del Área: Análisis geológico, geomorfológico y sísmico de la zona de estudio.

2. Análisis de Caídas de Rocas y Volteos:

a. Inestabilidad en Áreas Rocosas: Se analizan registros históricos y testimonios de los residentes para identificar las zonas con mayor frecuencia de ocurrencia de caída de rocas.

b. Sondeo Estructural: Debido a que en algunas zonas rocosas se encuentran problemas para la accesibilidad a los sitios y por ende se dificultan las tareas de levantamiento de datos estructurales, es necesario realizar análisis a escala macroscópica y mesoscópica con el fin de identificar las principales familias de discontinuidades y sus direcciones predominantes las cuales se adoptan como indicadores cinemáticos del talud.

c. Susceptibilidad Sísmica: Se relacionan dos métodos empíricos que permiten evaluar la susceptibilidad de la zona a sismos que se describen brevemente a continuación:

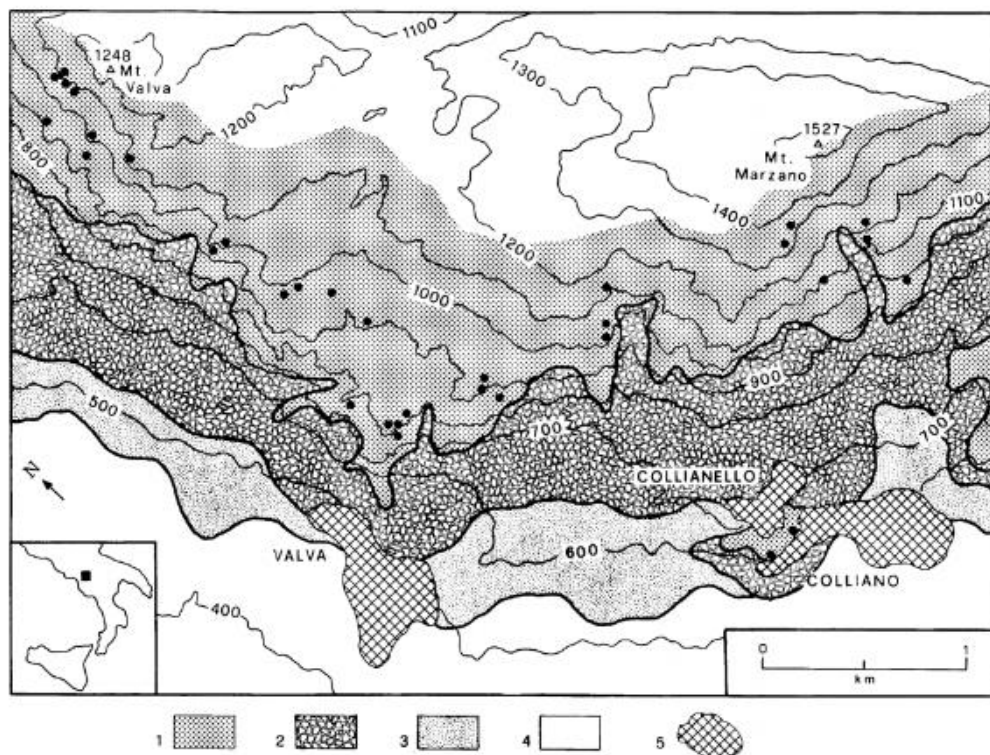
- Método de Keefer (1993): Utiliza datos de mapas existentes, reportes, fotografías aéreas y reconocimientos en campo, consiste en observar las asociaciones que se presenten entre las concentraciones de deslizamientos y las características del talud.
- Método de Harp and Noble (1993): Presentan un criterio para evaluar la susceptibilidad por sismo empleando las características de las discontinuidades para cuantificar su potencial de falla en condiciones sísmicas, se basa en la modificación del sistema de clasificación " Valoración de la Calidad del Macizo Rocosos - Parámetro Q".

3. Zonificación: Para la zonificación del área de estudio se resaltan cuatro zonas importantes que se describen detalladamente en el artículo como son:

- Área de Origen: Se consideran los siguientes aspectos para su zonificación: topografía escarpada, macizo muy fracturado, grandes alturas, alto relieve, alta susceptibilidad al sismo.

- Área de Talud: Se resaltan las siguientes características: presencia de depósitos de eventos pasados, talud de pendiente alta y ausencia de vegetación.
- Sombra de Caída de Rocas: Esta área presenta las siguientes características: presencia de rocas dispersas o aisladas, registro históricos y reportes de testigos.
- Área Segura: Ausencia de bloques o detritos y una pendiente de media a baja.

Figura 1-4 Mapa de zonificación del Monte Valva Mt. Marzano. Explicación: 1) Área de la fuente de caídas de rocas; 2) Pendiente del talud; 3) Sombra de la caída de rocas; 4) Área segura; 5) Ciudad.



Fuente: M. Parise, 2001.

En el estudio revisado, se realizó la zonificación para el área estudiada y se sectorizó contemplando las características establecidas para cada tipo. Esta zonificación provee una información preliminar para realizar controles en el uso del suelo, útil especialmente en áreas donde no existen mapas sobre actividad de caída de rocas, mejor comprensión del riesgo por caída de rocas para personas que desconocen el tema y como herramienta para ayudar a la evaluación de vulnerabilidad y riesgo.

1.3.3. Enfoque Histórico, Geomecánico y Probabilístico para la Evaluación del Peligro de Caída de Rocas

D. Hantz, J. M. Vengeon y C. Dussauge – Preisser (20 de mayo de 2003), proponen un nuevo método denominado HGP (Histórico, Geomorfológico y Probabilístico), para la determinación la probabilidad de falla o las masas de roca potencialmente inestables en un área homogénea, en función del tiempo. Según las características geomecánicas de los

macizos rocosos potencialmente inestables estos se zonifican en varios grupos de acuerdo a las diferentes probabilidades de falla. El número esperado de caídas de rocas puede ser expresado como una función de estas probabilidades desconocidas. Suponiendo que sólo la relación entre estas probabilidades se puede estimar, combinando el análisis histórico y geomecánico es posible estimar el orden de magnitud de las diferentes probabilidades de falla. Este estudio se puede resumir en las siguientes etapas:

1. Análisis Histórico: El objetivo de este análisis es estimar el número promedio de caídas de rocas que se espera que sucedan en un área determinada dentro de un periodo de tiempo específico y dentro de un rango de volumen esperado, esto es posible lograrlo mediante un inventario de caídas de rocas exhaustivo que incluya la descripción de los volúmenes y que se realice dentro de un área homogénea (Dentro de un punto de vista geológico y geomorfológico), dentro de este análisis histórico se consideran los siguientes parámetros:

a. Distribución en el Tiempo de Caídas de Rocas: El número de caída de rocas producido por el análisis histórico para un periodo de tiempo determinado debe considerarse como una estimación del valor promedio de una variable aleatoria, reconociendo que las caídas de rocas son eventos independientes y discretos, se aplicó la ley de Poisson para describir esta variable, en el artículo se expone la formulación y las suposiciones realizadas por los autores.

b. Distribución de Volúmenes de Caída de Rocas: Para los inventarios de caídas de rocas analizados, la distribución acumulativa de los volúmenes de caídas de rocas sigue una ley de potencias con un rango de cobertura de volumen de al menos 4 órdenes de magnitud, en el artículo se presentan las ecuaciones y la variación de sus parámetros.

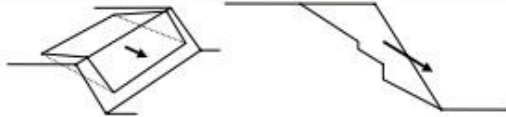
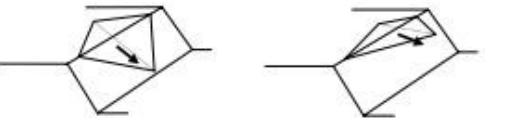
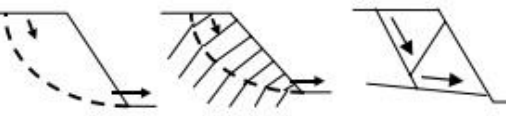
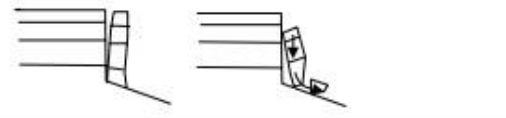

2. Análisis Geomecánico: El objetivo de este análisis es detectar las masas de rocas potencialmente inestables y clasificarlas de acuerdo con su probabilidad de falla estimada para un determinado periodo de tiempo, este análisis está basado en los parámetros que determinan el comportamiento mecánico del macizo rocoso. Se consideran las siguientes etapas:

a. Detección de las Principales Fuentes de Caídas de Rocas: Se realiza con base en la identificación de la configuración de las fallas mostradas en la Figura 1-5 y en la búsqueda de indicadores de la ocurrencia reciente de movimientos, el objetivo de esta etapa es localizar y definir de la manera más precisa posible masas de rocas potencialmente inestables, las cuales serán evaluadas individualmente.

b. Identificación de factores que influyen la probabilidad de falla de una masa potencialmente inestable.

3. Evaluación Cuantitativa de la Probabilidad de Falla: La aproximación propuesta por este método supone que el orden de magnitud de la relación entre las probabilidades asociadas a las clases es conocida, lo que indica que las probabilidades de falla relativas pueden ser estimadas. En el artículo se exponen la formulación empleada para desarrollar esta etapa.

Figura 1-5 Tipos de Fallas analizadas por los Autores

Configuración	Mecanismo
	Deslizamiento Planar
	Deslizamiento en Cuña
	Deslizamiento Rotacional
	Colapso de Columna
	Volteo de Bloques o Columnas

Fuente: D. Hantz et al, 2003.

El resultado de la ejecución del método HGP provee un orden de magnitud de la probabilidad de falla para macizos rocosos potencialmente inestables, los cuales han sido identificados mediante un criterio geomecánico. Lo que se traduce en dar una importancia semi-cuantitativa a las evaluaciones cualitativas que generalmente se desarrollan para determinar el potencial de inestabilidad.

1.3.4. Modelación Numérica Tridimensional de Caídas de Rocas en Alta Resolución

F. Agliardi y G. B. Crosta (febrero de 2003) presentan el desarrollo de un código original, el cual fue desarrollado inicialmente para análisis de escala regional y es implementado a escala local usando datos de entrada de alta resolución. Este código está basado en un algoritmo cinemático y permite correr simulaciones detalladas y espacialmente distribuidas de caídas de rocas en topografía tridimensional empleando un Modelo de Elevación Digital. Se presentan dos ejemplos de aplicación en los Alpes Italianos Centrales y se demuestra que la aproximación sugerida logra considerar correctamente la dinámica de la caída de rocas.

El artículo inicia relacionando los problemas más importantes en la modelación de las caídas de rocas entre estas se destacan la variabilidad de los parámetros de los bloques y del talud, los efectos de la deformación plástica de los bloques que son representadas por funciones de contacto en su mayoría empíricas y las dispersiones laterales. Luego se realiza una descripción del Software STONE:

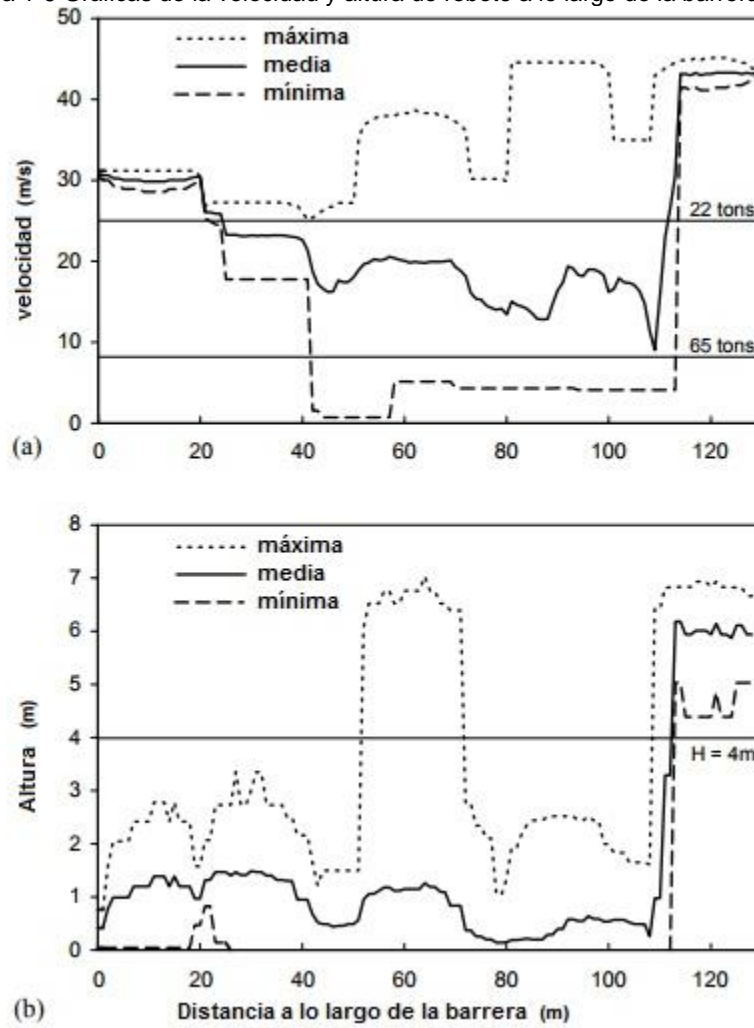
- Trabaja con un algoritmo cinemático y considera el bloque que cae como una masa agrupada y permite al modelo modelar caída libre, impactos y rodadura de los bloques.
- Utiliza topografía proporcionada por un Modelo de Elevación Digital de alta resolución.
- Los datos de entrada son proporcionados de forma espacialmente distribuida, sin limitaciones del número de unidades de tierra y permite la descripción de la litología y del uso del terreno.
- Las fuentes de caídas de rocas pueden ser considerados como puntos, polígonos o líneas.
- Realiza una modelación estocástica que puede ser repetida a través de un enfoque pseudo-aleatoria.
- No considera la resistencia al aire y el fracturamiento del bloque.

La aplicación del Software se realiza en dos zonas de los Alpes, para esto se hace:

- Descripción detallada de la Geología presente en la zona.
- Revisión histórica de los eventos ocurridos, se obtienen datos como volúmenes, daños ocasionados y medidas de contención implementadas.
- Recopilación de la información litológica, geomorfológica y geomecánica de la zona.
- Levantamiento topográfico a través del Software ArcInfo TOPOGRID obteniendo curvas de nivel cada 5 metros.
- Se prepararon mapas litológicos y de uso del suelo con la misma resolución que la topografía, los cuales se integraron empleando el software GIS y se generó una condición única que permitió asignar valores a los coeficientes de restitución y de fricción.
- Se identificaron las fuentes probables de caídas de rocas combinando diferentes fuentes de información: cartografía de los afloramientos de roca en terrenos empinados, evidencias de falla, detección de acumulaciones de caídas de rocas y datos históricos. Y luego se analizaron las diferentes formas de las fuentes de caídas de rocas.
- Se realiza una modelación determinística preliminar con el fin de determinar las trayectorias de las caídas de rocas.
- Luego se corre el modelo asumiendo que se desprenden 10 bloques de cada una de las fuentes de rocas, permitiendo una variación de los parámetros relevantes de acuerdo a una aproximación probabilística
- Se compararon los resultados con los registros históricos.

El modelo presenta gráficas (Se presenta a modo de ejemplo uno de los resultados obtenidos) que relacionan la variación de la velocidad y la altura de rebote de los bloques, estos valores fueron comparados con los registros históricos y se encontró concordancia, los coeficientes de restitución y de fricción fueron comparados con los registrados en la literatura.

Figura 1-6 Gráficas de la velocidad y altura de rebote a lo largo de la barrera existente



Fuente: F. Agliardi y G. B. Crosta, 2003

2.Deslizamientos en roca

2.1. Causas de deslizamientos en roca

Los deslizamientos ocurren debido a dos causas fundamentales, las cuales son de tipo externo y de tipo interno (Terzaghi, 1950; Selby, 1993). Las causas externas son todas aquellas que producen un incremento en la tensión o esfuerzos, pero no en la resistencia de los materiales, en tanto que las causas internas son las que disminuyen la resistencia de los materiales sin cambiar la tensión o esfuerzos. De esta manera, se puede decir que los deslizamientos son aquellos movimientos de masas de suelo, detritos y rocas que ocurren en una ladera como resultado de la influencia directa de la gravedad, y que pueden ser desencadenados por factores internos o externos, los cuales se detallan más adelante (Ayala, 1999).

Entre los cambios de tipo externo más importantes se encuentran los cambios geométricos o de peso que sufren las laderas, las tensiones transitorias naturales y artificiales a las que son expuestas (sismos, vibraciones por explosiones o uso de maquinaria pesada) y los cambios en el régimen hidrológico (intensidad y duración de las precipitaciones, etc.) (Ayala, 1999).

Los principales cambios de tipo interno se relacionan con la transformación de los materiales a través de movimientos progresivos (por expansiones laterales, fisuras, etc.), procesos de intemperismo y erosión. Existe una gran variedad de causas internas y externas en torno a las cuales se originan los procesos de ladera, estas han sido categorizadas por Cruden y Varnes (1996) con base en procesos de distinta índole, como se evidencia a continuación:

Tabla 2-1 Causas que originan deslizamientos	
Causas de Índole Geológica	Causas por Procesos Físicos
Materiales débiles	Precipitación intensa
Materiales sensibles	Eventos de precipitación extraordinarios
Materiales intemperizados	Actividad sísmica
Materiales sujetos a cizallamiento	Erupciones volcánicas
Materiales con fisuras y diaclasas	Gelifracción
Discontinuidades orientadas adversamente	Expansión e hidratación de arcillas
Discontinuidades estructurales	
Permeabilidad contrastante	
Contraste de materiales con diferente plasticidad	
Causas Morfológicas	Causas de Origen Antrópico

Tabla 2-1 Causas que originan deslizamientos	
Movimientos tectónicos	Excavación de laderas
Erosión glacial	Incremento de peso en las laderas
Erosión fluvial en el pie de las laderas	Desecación de cuerpos de agua
Erosión marina en el pie de los acantilados	Deforestación
Erosión glacial en el pie de las laderas	Irrigación
Erosión en márgenes laterales	Actividad minera
Erosión subterránea	Vibraciones artificiales
Remoción de la vegetación	

Fuente: Cruden y Varnes, 1996.

Los deslizamientos de rocas se inician generalmente por algún evento climático o biológico que provoca un cambio en las fuerzas que actúan sobre una roca. Estos eventos pueden incluir: aumento de la presión de poros debido a la lluvia, infiltración de la erosión del material circundante durante las tormentas de lluvia intensa, la degradación química o de meteorización de la roca, el crecimiento de la raíz o el apalancamiento por las raíces que se mueven en los vientos fuertes.

El Estado de California realizó un estudio exhaustivo de los deslizamientos en rocas que se produjeron en el sistema estatal de carreteras para evaluar las causas de los deslizamientos en rocas y la eficacia de las diversas medidas correctivas que se han implementado (McCauley et al., 1985). Los registros presentados proporcionan una guía útil sobre las condiciones de estabilidad de taludes en roca y las causas de los deslizamientos. La siguiente tabla muestra los resultados de un estudio de un total de 308 deslizamientos en roca en las carreteras de California en los que se identificaron 14 diferentes causas de inestabilidad.

Tabla 2-2 Causas de deslizamientos en rocas en autopistas de California	
Causas del deslizamiento	Porcentaje de deslizamientos
Lluvia	30
Roca fracturada	12
Viento	12
Escorrentía canalizada	7
Fractura plana adversa	5
Animales de madriguera	2
Erosión diferencial	1
Raíces de Árboles	0.6
Flujos o Filtraciones	0.6
Animales Salvajes	0.3
Vibraciones de Camión	0.3
Descomposición del Suelo	0.3

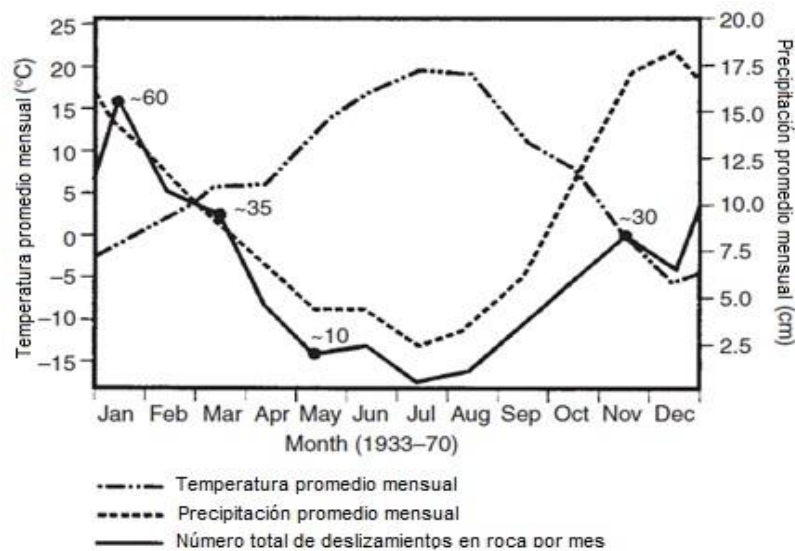
Fuente: McCauley et al., 1985.

De las 14 causas de deslizamientos en rocas identificadas, 6 están directamente relacionadas con el agua, como son: la lluvia, el hielo-deshielo, derretimiento de la nieve, escorrentía canalizada, erosión diferencial, y flujos y filtraciones. Existe también una causa que se

relaciona indirectamente con lluvia, que corresponde al crecimiento de las raíces de los árboles en las grietas que pueden abrir las fracturas y aflojar bloques de roca en la cara del talud. Estas siete causas de deslizamientos en rocas en conjunto representan el 68% del total de los movimientos estudiados. (Wyllie y Mah, 2005).

Las condiciones climáticas durante el invierno incluyen fuertes lluvias, períodos prolongados de temperaturas bajo cero, y ciclos de congelación-descongelación diarios en el otoño y primavera. Los resultados de un estudio similar llevado a cabo por Peckover (1975) se muestran en la Figura 2-1, allí se evidencia claramente que la mayoría de los desprendimientos ocurren entre octubre y marzo, la época más húmeda y más fría del año en el oeste de Canadá.

Figura 2-1 Correlación de los deslizamientos en rocas con la temperatura y la precipitación en las líneas ferroviarias en la barranca de Fraser, Columbia Británica.



Fuente: Peckover, 1975.

2.2. Factores que condicionan la ocurrencia de deslizamientos en roca

De acuerdo con Rodríguez (2009), los factores internos y en general todos los factores han sido clasificados en factores condicionantes y factores contribuyentes. Los factores condicionantes son aquellas condiciones naturales que hacen la ladera más susceptibles al movimiento: tales como la litología, la pendiente o la forma de la ladera, mientras que los contribuyentes son aquellos que cambian las condiciones iniciales o naturales aumentando la susceptibilidad de la ladera, tales como los cambios de humedad, la pérdida de cobertura o las sobrecargas, sin embargo el nivel del cambio en las condiciones de estabilidad no es suficiente para inducir la falla (C. Prieto, 2011).

Lo anterior se traduce en que los factores comúnmente identificados y relacionados con la estabilidad/ inestabilidad del terreno, son generalmente agrupados en factores intrínsecos (internos) y extrínsecos (externos), o como contribuyentes de la inestabilidad y detonantes de

ella. Los factores analizados para evaluar los deslizamientos, genéricamente han sido dados de la siguiente forma (Patiño 2003):

- Factores *condicionantes* del terreno o factores internos como la composición que condicionan la resistencia de los materiales (susceptibilidad).
- Condiciones *externas* o factores contribuyentes; estos controlan la carga o esfuerzos sobre el talud.
- Condiciones *detonantes*, estas son las condiciones últimas causantes de la inestabilidad, o los eventos que en última instancia movilizaron el talud (ya sea ocasionadas por debilidades del talud o factores internos, y por cargas o eventos que aumenten las fuerzas de corte actuantes sobre la ladera o factores externos).

La posibilidad de que se produzcan movimientos en un talud depende de la estructura geológica, la litología, las condiciones hidrogeológicas y la morfología propia del mismo. Una variación de alguno de dichos factores, por causas naturales o debidas a la actividad humana, puede traducirse en un incremento o disminución de las tensiones o de la resistencia al corte, cuyo efecto inmediato puede ser la inestabilidad de una masa de rocas y conforme aumenta la altura de un talud, los problemas que aparecen tienden a ser más complejos. Estos problemas se resumen en (Oyanguren – Monge, 2004):

- Mayor incidencia de las condiciones estructurales, o sea, de las discontinuidades geológicas.
- Fenómenos de fluencia y rotura progresiva.
- Mayor influencia de los factores hidrogeológicos.
- Mayor susceptibilidad frente a fenómenos dinámicos.
- Inestabilidades asociadas a estados tensionales elevados.

2.2.1. Factores internos

Los factores internos, condicionan las diferentes tipologías de deslizamiento, los mecanismos y modelos de rotura. Dentro de ellos se encuentran características intrínsecas, relativas a las propiedades del material y a su resistencia (C. Prieto, 2011).

Estos factores son entre otros la litología, estructura geológica, zonas de meteorización o alteración, régimen hidrológico, topografía, propiedades físicas y mecánicas de los materiales. A continuación, se describen los más relevantes:

- **Factores geológicos:**

Por definición la litología es la parte de la geología que trata de las rocas, especialmente de su origen, composición, tamaño de las partículas y de sus características físicas y químicas. La influencia de la litología en la estabilidad general del macizo rocoso está dada principalmente por la susceptibilidad de las diferentes rocas (y sus minerales constitutivos), a la meteorización química y física en presencia de agentes que favorezcan el desarrollo de estos procesos (C. Prieto, 2011). Para poder comprender el comportamiento de las rocas debemos conocer los procesos que tuvieron influencia en su formación, para esto es necesario

conocer que a raíz de que nuestro planeta está formado por muchas partes interactuantes que forman un todo complejo, la mejor manera de expresar esta idea es examinando el ciclo de las rocas, que nos ayuda a entender el origen de las rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, y a ver que cada tipo está vinculado a los otros por los procesos que actúan sobre y dentro del planeta.

- **Factores geomorfológicos**

La geomorfología estudia las formas de la superficie terrestre en relación con su origen y los procesos que lo han transformado. Hengl (2009) indica que la superficie terrestre está estructurada por geoformas como resultado de la influencia acumulativa de procesos que han actuado a lo largo del tiempo: geomorfológicos, geológicos, hidrológicos, ecológicos y de formación del suelo.

Existen varias definiciones de geomorfología que han sido referenciadas por Villota (1991), las cuales concluye que la geomorfología tiene como objeto:

- La descripción de las formas del terreno.
- La explicación de su génesis, o sea su origen y evolución a través del tiempo
- geológico.
- La definición de la naturaleza de los materiales que constituyen las geoformas.
- La clasificación del paisaje, particularmente con base en su morfología, origen, edad y composición.
- La explicación y descripción de los agentes y procesos geomorfológicos generadores.

El relieve terrestre va evolucionando en la dinámica del ciclo geográfico mediante una serie de procesos constructivos y destructivos que se ven permanentemente afectados por la fuerza de gravedad que actúa como equilibradora de los desniveles; es decir, hace que las zonas elevadas tiendan a caer y colmar las zonas deprimidas. Estos procesos hacen que el relieve transite por diferentes etapas. Los factores desencadenantes de los procesos geomorfológicos pueden categorizarse en cuatro grandes grupos:

- Factores geográficos: entre los que se consideran los factores abióticos de origen exógeno, tales como el relieve, el suelo, el clima (presión, temperatura y vientos) y los cuerpos de agua (agua superficial, con la acción de la escorrentía, la acción fluvial y marina, o los hielos en el modelado glacial).
- Factores bióticos: El efecto de los factores bióticos sobre el relieve suele oponerse a los procesos del modelado, especialmente considerando la vegetación, sin embargo, existen no pocos animales que colaboran con el proceso erosivo.
- Factores geológicos: tales como la tectónica, el diastrofismo, la orogénesis y el vulcanismo, son procesos constructivos y de origen endógeno que se oponen al modelado e interrumpen el ciclo geográfico.
- Factores antrópicos: La acción del hombre sobre el relieve es muy variable, dependiendo de la actividad que se realice, en este sentido es muy difícil generalizar, pudiendo incidir a favor o en contra de los procesos erosivos.

Una importante característica geomorfológica a ser considerada en una zonificación de amenaza es la presencia o ausencia de deslizamientos, tal evidencia de deslizamientos pasados es el mejor indicio del futuro comportamiento del sitio analizado. Los procesos geomórficos, o geodinámica de la superficie terrestre, permiten observar los rasgos dejados por estos procesos operando por décadas y aun por millones de años, estos rasgos corresponden a las dinámicas de erosión que facilita y detona los deslizamientos, las dinámicas glaciares, incluyendo la acción erosiva, de transporte y deposición del hielo, las características dinámicas de los desiertos, de los volcanes y otras como los ambientes cársticos que también generan los eventos de la magnitud suficiente como para detonar los movimientos en masa.

Los estudios de los deslizamientos se han centrado alrededor de la morfología, la razón de esto no es que la morfología sea de su interés por sí sola, pero esta puede ser interpretada para obtener un indicador de los procesos que están periódicamente o continuamente esculpiendo la superficie de la tierra. Un deslizamiento usualmente es un acontecimiento catastrófico que está sólo en raras ocasiones presenciado por el hombre, y la reconstrucción de sus eventos genéticos relacionados sólo puede ser realizado con un análisis morfológico de su forma resultante (M. Crozier, 1973). Afortunadamente, el análisis morfométrico de los deslizamientos es un método de investigación bien recomendado para las aproximaciones cuantitativas, permitiendo realizar afirmaciones con cierto grado de confianza en cuanto a su objetivo y significado.

- **Factores hidrogeológicos:**

Constituye el agente natural de mayor incidencia, el agua existente en el interior de la red de fracturación de un macizo rocoso o de forma intersticial en los poros de las rocas, condiciona la estabilidad de los taludes debido a las presiones intersticiales que genera. (Oyanguren – Monge, 2004). El agua produce presiones en el terreno al infiltrarse por discontinuidades y grietas y origina sobrecargas debidas a su propio peso. Cuando existen materiales arcillosos, en algunos casos da lugar a cambios de volumen (hinchamiento), lo que lleva consigo un incremento de presiones en el macizo rocoso y una disminución de la resistencia.

El acuífero es el medio rocoso en que se mueve el agua subterránea, y sus principales funciones son: almacén de agua subterránea, conductor de agua subterránea y medio de intercambio geoquímico. Tradicionalmente las rocas se clasifican por sus propiedades conductoras como sigue (J. Werner, 1996):

- Buenas conductoras - Acuíferos
- Malas conductoras (o semi-conductoras) - Acuitardos
- No conductoras – Acuífugos

Las rocas de conductividad baja se consideraban como "no-conductoras" y quedaban como acuífugos fuera del interés. Sin embargo, rocas no-conductoras no existen, con excepción de algunas evaporitas y de la roca de altas profundidades. Por eso casi todas las rocas se pueden estudiar como acuíferos y la clasificación clásica se reduce a una escala cuantitativa de las

conductividades hidráulicas hasta valores muy pequeños, sino es que finitos. Existen tres tipos de acuíferos litológicos, los principales son (J. Werner, 1996):

- Acuíferos de poros. En su mayor parte se trata de sedimentos sueltos (gravas, arenas).
- Acuíferos de grietas: Rocas consolidadas como areniscas, calizas no carstificadas, basaltos, granitos u otras rocas extrusivas e intrusivas, gneisses.
- Acuíferos cársticos: Rocas carstificadas (calizas, dolomías, yeso).

2.2.2. Factores externos

Los factores externos son aquellos que causan incremento en las cargas sobre el talud o cambios externos al talud, tales como cortes, deposiciones o sacudidas dinámicas debidas a sismos o de maquinaria sobre las vías (Patiño 2003). De estos factores se presenta a continuación una descripción de aquellos que se consideran más relevantes:

- **Condiciones climáticas:**

El clima y los factores meteorológicos conforman los factores externos detonantes más comunes, ya sea por su severidad, que dependen del modelado climático, de precipitación y temperatura, de los suelos y productos característicos de cada región climática, conformando con sus características un proceso que siempre actúa, modificando permanentemente las propiedades de los materiales y su propensividad a deslizarse.

Cuando no existen registros que permitan una zonificación microclimática, es necesario recurrir a modelos que simulen las condiciones de la región a ser evaluada, la acción de la lluvia es doble, por una parte lleva a procesos superficiales de erosión que generan la descarga el talud; por otra parte produce cambios internos en las propiedades resistentes de los materiales, aumento de la carga por cambios en el peso unitario, por otra parte las presiones de poros generadas por el flujo subterráneo del agua y por el incremento de los niveles freáticos del agua subterránea ocasiona una disminución en la resistencia de los materiales constituyentes de la ladera (Patiño 2003).

- **Vegetación:**

Este factor influencia de manera variable la estabilidad y su contribución en la estabilidad de las laderas depende del tipo de zona contemplada, del tipo de cobertura vegetal, de la intensidad y magnitud del fenómeno que amenace la estabilidad de la ladera y de los procesos que estén interrelacionados con ella, en consecuencia es posible considerar a la vegetación como un factor que aumenta los esfuerzos por acuñamiento de las raíces en el subsuelo (factor externo) y por incremento del peso, o como un factor interno que causa mayor resistencia al corte por la acción cohesiva de las raíces que aporta algo de resistencia y además protege de la erosión al disminuir la capacidad erosiva de las tormentas de baja magnitud (Patiño 2003).

Sin embargo, en macizos rocosos el efecto de la vegetación no representa beneficios como si puede hacerlo en suelos. Por ejemplo, el Inicio de la caída de rocas puede ser aumentado por

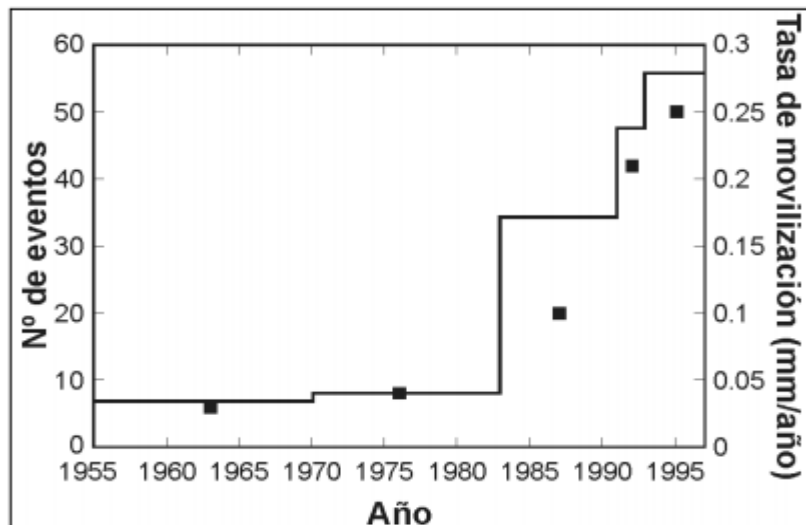
las raíces, ya que pueden promover la separación al penetrar las grietas y fisuras en la roca. Las rocas son forzadas a separarse lentamente por el crecimiento de las raíces, dando como resultado la formación de una vía para que el agua entre más a la masa rocosa. Por otra parte, cuando la densidad de vegetación es alta y su tipología boscosa, puede actuar como efecto barrera ante la eventual ocurrencia de un proceso de caída de rocas o flujo de detritos. (C. Prieto, 2011).

- **Procesos humanos y otros exógenos:**

Estos son procesos contribuyentes, y unidos a procesos geomorfológicos, imponen condiciones al terreno natural y en la actualidad son muy importantes y afectan el ciclo de erosión-deposición y modelado terrestre o geomorfológico, en ocasiones las actividades humanas detonan las inestabilidades por excavaciones, cortes, extracción de materiales, voladuras, canalizaciones artificiales y otras.

Remondo (2001) señala que al menos 7% de los deslizamientos inventariados durante el período analizado fueron claramente desencadenados por influencia humana directa, y que otro 25% presenta evidencias de posible influencia humana. Pero la acción humana, aparte de actuar como desencadenante de los deslizamientos, produce también otros cambios más sutiles y extensos, no siempre evidentes (modificaciones de la capa superficial por el uso de tecnologías agrarias intensivas, repetidos cambios de uso del suelo, modificación del drenaje y de la escorrentía superficial así como variaciones en las condiciones de las capas saturada e insaturada debidos a la construcción de viviendas y a cambios en la red de caminos y carreteras, etc.), que pueden afectar a la resiliencia de la capa superficial, aumentando su sensibilidad ante los agentes desencadenantes naturales (en esta zona, fundamentalmente las lluvias intensas). Esta es la explicación más probable de las diferencias entre el gran número de deslizamientos acaecidos durante las fuertes lluvias de agosto de 1983 y el número mucho menor que se produjo durante lluvias similares de los años 50 y 60.

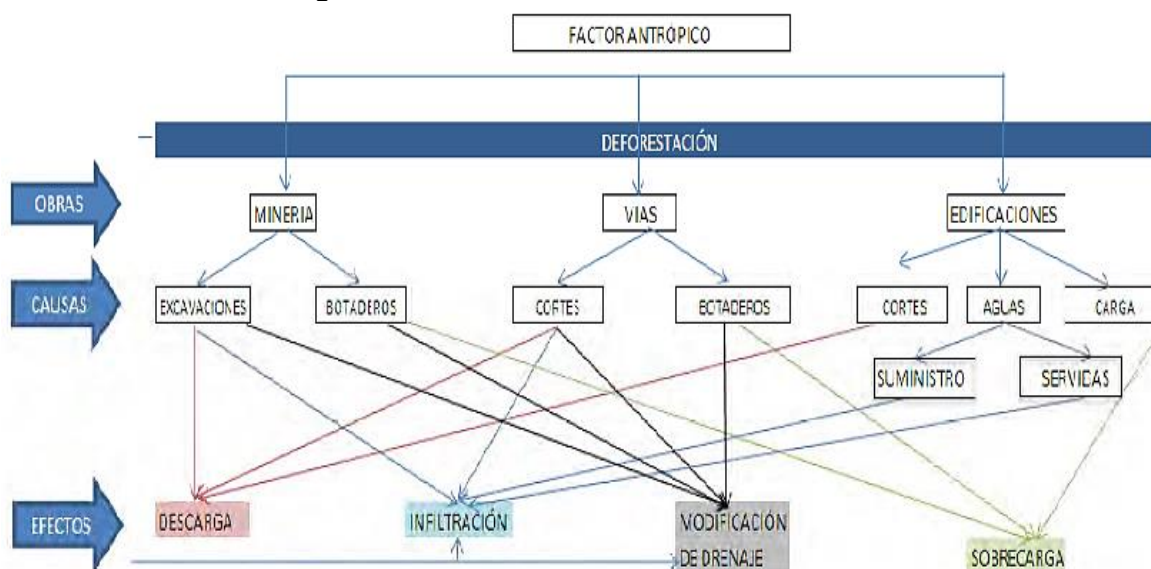
Figura 2-2. Frecuencia y tasa de movilización por deslizamientos en el bajo valle del deva durante la segunda mitad del siglo XX



Fuente: Cendrero et al, 2006.

Investigaciones recientes planteadas por Sassa (2009) muestran que la mayoría, si no todos, los flujos de detritos en laderas quemadas son iniciados por la producción de sedimentos generadas a partir de la escorrentía y la erosión después de los incendios forestales y no de un movimiento que dependa del equilibrio estático del sistema; adicionalmente estas consideraciones tienen implicaciones sobre otros factores como el planteamiento de umbrales de intensidad- duración- frecuencia de lluvias para este tipo de procesos. Lo anterior indica que la presencia del hombre, sus actividades e infraestructuras, producen una interferencia cada vez mayor en la naturaleza y su dinámica, generando cambios que a su vez indican sobre los demás factores que intervienen en los procesos.

Figura 2-3 Acción del hombre sobre el medio físico



Fuente: C. Prieto, 2011

- **Efecto de la tectónica**

Los deslizamientos de roca inducidos sísmicamente pueden dividirse en fallas directas, que ocurren de forma sincrónica con el choque sísmico y las fallas indirectas, que tienen lugar después de esto. Los deslizamientos en roca, en número pero no en volúmenes, son los deslizamientos más abundantes causados por sismos (Keefer, 1984; Yeats et al., 1997). Keefer (1984) ha analizado la distribución de los tipos y la magnitud de los movimientos de masas en las regiones tectónicas activas. Los subdividió según el tipo, el material implicado y la velocidad, después de examinar un conjunto de 40 terremotos históricos. En la siguiente Tabla se muestra un resumen general de los resultados obtenidos:

Tabla 2-3 Frecuencia relativa de deslizamientos generados por sismos	
Tipo de deslizamiento	Número de casos
Caída de rocas, deslizamientos de roca	Muy abundante: > 100.000
Propagaciones laterales de suelo, desprendimientos de suelo, deslizamientos de bloques de suelo, avalanchas de suelo.	Abundante: 10.000 – 100.000

Tabla 2-3 Frecuencia relativa de deslizamientos generados por sismos	
Tipo de deslizamiento	Número de casos
Caídas de suelo, flujos rápidos de suelo, desprendimientos de roca.	Moderadamente común: 1.000- 10.000
Deslizamientos sub-acuáticos, flujos lentos de tierra, deslizamientos de bloques de roca, avalanchas de roca.	Poco común: 100 – 1.000

Fuente: Keefer, 1984.

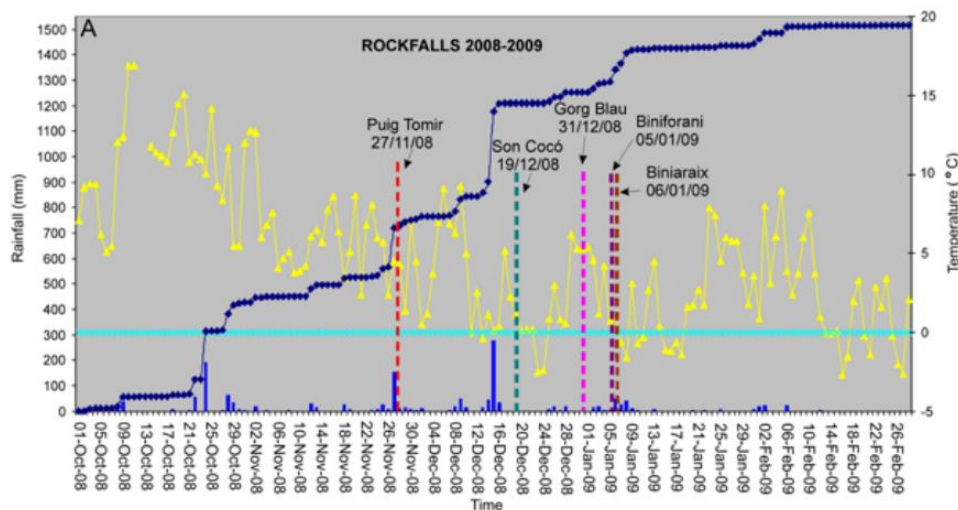
Los deslizamientos en roca no sólo son los más abundantes, sino también las que más ponen en peligro vidas humanas. De hecho, alrededor del 90% de los movimientos clasificados como avalanchas rocosas han causado el mayor número de víctimas, debido a su extrema rapidez. Además, la velocidad inicial, el peso y la forma de los bloques y las propiedades del material que forma la pendiente pueden controlar el evento y el movimiento de la roca, ya que los fragmentos están influenciados por el suelo, la vegetación de la pendiente y las rocas (Keefer 2002, Sasaki et al., Dorren et al., 2007, Katz et al., 2011). Por lo tanto, la evolución de la roca que cae a través del tiempo y durante los terremotos se considera como una herramienta útil para documentar y analizar principalmente caídas de roca con la intención de cuantificar el peligro que representan las caídas de roca y los riesgos de caída de roca.

- **Efecto de la lluvia**

R. Mateos (2012), destaca que los deslizamientos en roca son los fenómenos inestables más frecuentes en la Sierra de Tramuntana, debido a la predominancia de afloramientos rocosos, calizas y dolomías liásicas principalmente. Las estadísticas reflejan que anualmente se registran (solo los que producen algún tipo de daño) una media de tres (03) deslizamientos en roca anuales con volúmenes inferiores a los 100 m³; mientras que deslizamientos con volúmenes superiores se presentan en una ocasión cada cinco (05) años. El inventario de los movimientos históricos y actuales (900 eventos desde el siglo XVII) pone de manifiesto una estrecha relación de la ocurrencia de los mismos con periodos de lluvias intensas y/o continuadas en la zona.

Durante el periodo comprendido entre octubre de 2008 a mayo de 2010, la isla de Mallorca sufrió dos de los inviernos más fríos y lluviosos que se recuerdan, constatándose como los más húmedos de los últimos 40 años. En el corazón de la Tramuntana se registraron valores de lluvia de 2,260 mm durante el año hidrogeológico 2008-2009, frente a los 1,300 mm de media; valores similares se registraron durante el siguiente año, con lluvias acumuladas de 1,700 mm en los 7 meses comprendidos entre septiembre de 2009 y mayo 2010. Como resultado a este evento climático excepcional se registraron 34 movimientos de ladera significativos en la Tramuntana: 14 desprendimientos de rocas, 1 avalancha de rocas, 15 deslizamientos de tierras, así como 4 colapsos kársticos.

Figura 2-4 Relación entre la lluvia diaria, lluvia acumulada y temperaturas mínimas con la ocurrencia de desprendimientos rocosos durante el periodo 2008-2009.



Fuente: (Mateos et al., 2012)

El análisis de los datos climáticos y su relación con la ocurrencia de los movimientos de ladera permite establecer las siguientes conclusiones (Mateos et al., 2012):

- Los desprendimientos rocosos se generaron bajo las siguientes circunstancias: (1) después de lluvias intensas > 90 mm/24 h y (2) tras varios ciclos de hielo-deshielo en aquellos escarpes de roca, parcialmente saturados, y situados a más de 600 m de altitud.
- Los deslizamientos se desencadenaron después de valores de lluvia acumulada durante 4 meses superiores a 800 mm. Todos ellos tuvieron lugar en las margas y arcillas con yesos del Keuper, en condiciones de presaturación del terreno.

3. Susceptibilidad del macizo rocoso

3.1. Definición

La susceptibilidad puede ser definida como la posibilidad de que una zona se vea afectada por un determinado proceso, expresada en grados cualitativos y relativos. Su valor depende de los factores que controlan o condicionan la ocurrencia de los procesos geológicos, que pueden ser intrínsecos a los propios materiales geológicos, por ejemplo, la resistencia de la roca o presencia de estructuras, o externos como el clima al que está sometido el material o la intervención antrópica existente (González de Vallejo et al, 2002).

La asignación de la susceptibilidad y/o del grado de propensión o tendencia a la inestabilidad de laderas, consiste en la cuantificación de las relaciones entre los procesos que están presentes en la formación de la ocurrencia de los eventos naturales, concediéndole a los materiales las características y propiedades que deseamos conocer e investigar; la designación de una susceptibilidad, pasa por la definición cualitativa y lingüística de comportamiento de la masa estudiada, para esto es importante haber partido de un análisis previo de las formas del relieve o examen geomórfico, el cual está determinado principalmente por los materiales constitutivos del terreno y procesos que han actuado en el pasado geológico y que han conlleva a la geoforma actual.

3.2. Metodologías existentes

La mayoría de los sistemas de clasificación proporcionan un medio consistente para describir cuantitativamente la condición del macizo rocoso, una lista detallada de algunos métodos de clasificación de los macizos rocosos se presenta en la Tabla 3-1. La clasificación de los macizos de rocosos se ha aplicado con éxito en la construcción de túneles y minería subterránea (Sistema Q, RMR y SMR). Algunos sistemas de clasificación, desarrollados originalmente para excavaciones subterráneas, se han utilizado para taludes (por ejemplo, Q y el sistema RMR) o se han modificado para taludes (por ejemplo, el RMS, SMR, sistemas SRMR y CSMR comprenden modificaciones del sistema RMR). Aunque los esquemas de clasificación son apropiados para su aplicación original, especialmente cuando se utiliza dentro de los límites de los casos históricos en los que se desarrollaron.

Tabla 3-1 Sistemas de clasificación de macizos rocosos existentes (2008)

Nombre del Sistema	Autores	Aplicación	Comentarios
	Ritter	Túneles	El primer intento de formalización de un enfoque para el diseño de túneles.

Nombre del Sistema	Autores	Aplicación	Comentarios
Rock Load	Terzagui	Túneles	La referencia más temprana al uso de clasificación del macizo rocoso para el diseño de soportes de túneles.
Stand-up time	Lauffer	Túneles	Relacionado con el tiempo de levantamiento de la excavación de túneles no soportados.
Rock Quality Designation (RQD)	De Deer	General	Principal componente de muchos sistemas de clasificación.
Rock Structure Rating (RSR)	Wickham et al.	Túneles pequeños	Primer sistema de valoración de macizos rocosos.
Rock Tunneling Quality (Q)	Barton et al.	Túneles	Sistema de clasificación más común para túneles.
Rock Mass Rating (RMR)	Bieniawski	Túneles y Cortes	En 1979 se presentó un ajuste a la valoración por la orientación de las discontinuidades para su aplicación en taludes.
Mining Rock Mass Rating (MRMR)	Laubscher	Minas	Basado en el RMR.
Rock Mass Strength (RMS)	Selby	Cortes	Basado en los datos del talud.
Slope Mass Rating (SMR)	Romana	Cortes	Basado en el RMR (1979), es el sistema de clasificación más usado en taludes.
Slope Rock Mass Rating (SRMR)	Robertson	Cortes	Basado en el RMR. Esta clasificación es generada para roca débil y alterada proveniente de taladros de perforación.
Chinese Slope Mass Rating (CSMR)	Chen	Cortes	Se aplican factores al AMR por las condiciones de las discontinuidades y la altura del talud.
Geological Strenght Index (GSI)	Hoek et al.	General	Basado en el RMR (1976).
Modified Rock Mass Rating (M-RMR)	Ünal	Minas	Empleado para macizos rocosos débiles, estratificados, anisotrópicos.
Rockslope Deterioration Assessment (RDA)	Nicholson and Hencher	Cortes	Para superficies poco profundas, relacionadas con la meteorización, descomposición de las pendientes de roca excavada.
Slope Stability Probability Classification (SSPC)	Hack et al.	Cortes	Evaluación probabilística de la independencia de diferentes mecanismos de falla.
Volcanic Rock Face Safety Rating (VRFSR)	Singh and Connolly	Cortes	Empleado en taludes de rocas volcánicas para determinar la seguridad de la excavación en el sitio de construcción.
Falling Rock Hazard Inex (FRHI)	Singh	Cortes	Desarrollado en excavaciones temporales para determinar el grado de peligro de los trabajadores.

Fuente: Lysandros Pantelidis, 2008.

A continuación, se presenta una descripción de los Sistemas de Clasificación más relevantes para esta investigación.

3.2.1. SMR

El índice SMR presenta una clasificación geo-mecánica, útil para realizar una evaluación preliminar de la estabilidad de un talud en un macizo rocoso. El índice SMR está basado en el desarrollo del RMR planteado por Bieniawski el cual es ampliamente conocido alrededor del mundo y es aplicado por muchos técnicos para describir las condiciones del macizo rocoso (J. Hudson, 1993). En 1973 Bieniawski presentó el sistema de clasificación RMR, el cual considera ocho “factores” del macizo rocoso, uno de estos enfocado a la orientación y buzamiento de las discontinuidades del macizo, su énfasis fue dado primordialmente para la clasificación del macizo en túneles (Bieniawski Z.T., 1976).

En la segunda versión del RMR (Bieniawski Z.T. – 1979) se introdujeron algunos cambios importantes, como la adición de cinco nuevos parámetros para obtener el valor numérico del RMR. De este valor del RMR, el factor de ajuste por la orientación de las discontinuidades fue restado, y con estas modificaciones fue establecido el valor actual del RMR el cual se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 3-2 Tabla para evaluar el RMR									
Parámetro			Valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para estos valores preferiblemente resistencia a la compresión simple		
		A compresión simple	>250MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1MPa
		Puntuación	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado de las discontinuidades		>2 m	0,6m-2m	20-60cm	6-20cm	<6cm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Condición de las discontinuidades		Superficie muy rugosa	Superficie ligeramente rugosa, separación <1 mm	Superficie ligeramente rugosa, separación <1 mm	Superficie lisa	Relleno blando de espesor >5mm o juntas abiertas >5mm		
	Puntuación		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea en las discontinuidades		Seco	Húmedo	Muy Húmedo	Con Goteo	Con Flujo de Agua		
	Puntuación		15	10	7	4	0		

Fuente: Romana, 1993.

El SMR es obtenido a partir del RMR afectado por un factor de ajuste factorial que depende de la relación discontinuidad-talud y un factor que depende del método de excavación.

$$SMR = RMR + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4 \quad (3-1)$$

El RMR es calculado de acuerdo con la propuesta de Bieniawski de 1979, añadiendo valores de clasificación para cinco (05) parámetros: (i) Resistencia de la roca intacta; (ii) RQD (calculado o estimado); (iii) Espaciamiento de las discontinuidades; (iv) Condiciones

de las discontinuidades y (v) Condiciones del agua en las discontinuidades (Estimado en las peores condiciones posibles). El RMR tiene un valor que varía entre 0 – 100.

La evaluación del ajuste por las discontinuidades, es el producto de tres factores que se describen a continuación:

(i) F_1 que depende del paralelismo que existe entre el rumbo de las discontinuidades y la cara del talud. Este factor tiene un valor que varía entre 1.00 (Cuando ambas están cerca a ser paralelas) hasta 0.15 (Cuando el ángulo entre ellas es mayor a 30°), estos valores fueron establecidos empíricamente pero después se encontró que coincide aproximadamente con la siguiente relación:

$$F_1 = (1 - \sin A)^2 \quad (3-2)$$

Donde A indica el ángulo que existe entre el rumbo de la cara del talud y de la discontinuidad.

(ii) F_2 depende del buzamiento de la discontinuidad si la rotura plana es el mecanismo más probable de falla del talud. Su valor varía desde 1,00 (para juntas con un buzamiento mayor a 45°) hasta 0,15 (para juntas con un buzamiento menor a 20°). También se estableció empíricamente la siguiente relación para su evaluación:

$$F_2 = \tan^2 \beta_j \quad (3-3)$$

Donde β_j corresponde al ángulo de buzamiento de la discontinuidad. Para el volteo como mecanismo de falla el valor de F_2 corresponde a 1,00.

(iii) F_3 refleja la relación entre el buzamiento de la cara del talud y la discontinuidad. En el modo de falla planar F_3 se refiere a la probabilidad de que las discontinuidades afloren en la cara del talud. Se considera que las condiciones son normales cuando la cara del talud y las discontinuidades son paralelas. Cuando la pendiente de las discontinuidades se inclina más de 10° , se producen condiciones desfavorables.

En caso del mecanismo de falla por volteo, las condiciones favorables o desfavorables no suceden a la vista de la naturaleza. En esta condición se emplea la solución de Goodman y Bray (1976) para evaluar la probabilidad de volteo de un talud, con la hipótesis de que este tipo de falla es más frecuente en taludes erosionados y que allí ocurre una pequeña reducción del esfuerzo cortante debido a la fricción rotacional. El resumen de estos factores se presenta en la siguiente tabla.

Tabla 3-3 Tabla resumen de factores SMR						
Caso		Muy Favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy Desfavorable
P	$ \alpha_j - \alpha_s $	$>30^\circ$	$30^\circ - 20^\circ$	$20^\circ - 10^\circ$	$10^\circ - 5^\circ$	5°
T	$ (\alpha_j - \alpha_s) - 180^\circ $					
P/T	F_1	0,15	0,40	0,70	0,85	1,00

Tabla 3-3 Tabla resumen de factores SMR						
Caso		Muy Favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy Desfavorable
P	$ \beta_j $	$>20^\circ$	$20^\circ - 30^\circ$	$30^\circ - 35^\circ$	$35^\circ - 45^\circ$	45°
P	F_2	0,15	0,40	0,70	0,85	1,00
T	F_2	1	1	1	1	1
P	$\beta_j - \beta_s$	$>10^\circ$	$10^\circ - 0^\circ$	0°	$0^\circ - (-10^\circ)$	$< -10^\circ$
T	$\beta_j - \beta_s$	$<110^\circ$	$110^\circ - 120^\circ$	$>120^\circ$	-	-
P/T	F_3	0	- 6	- 25	- 50	- 60

P: Falla planar; T: Falla por volteo; α_j : Dirección del buzamiento discontinuidad; α_s : Dirección del buzamiento talud; β_j : Buzamiento de la discontinuidad; β_s : Buzamiento del talud.

Fuente: Romana, 1993.

(iv) El factor F_4 , corresponde al ajuste que se considera de acuerdo al método de excavación empleado, su definición fue realizada de manera empírica así:

Tabla 3-4 Condiciones valorar F_4					
Método	Talud Natural	Precorte	Voladura Controlada	Voladura o Mecánico	Voladura Deficiente
F_4	+15	+10	+8	0	-8

Fuente: Romana, 1993.

Adicionalmente se presenta una tabla donde se presenta una descripción tentativa de las clases del SMR:

Tabla 3-5 Descripción de las clases del SMR				
Clase	SMR	Descripción	Tipos de Fallas	Soporte
I	81 – 100	Completamente Estable	Ninguna	Ninguno
II	61 – 80	Estable	Algunos bloques	Ocasional
III	41-60	Parcialmente Estable	Algunas discontinuidades o cuñas	Sistemático
IV	21-40	Inestable	Planar o cuñas grandes	Importante/Correctivo
V	0-20	Completamente Inestable	Grandes planares	Re-Excavación

Fuente: Romana, 1993.

• VALOR FINAL DEL SMR:

Para la valoración final del SMR, se considera relevante establecer las condiciones cinemáticas para que se presenten cada uno de los mecanismos de falla:

Falla planar: Para que el movimiento planar ocurra se deben satisfacer las siguientes condiciones básicas (Modificado de Matherson, 1983):

- El plano de la discontinuidad sobre la cual ocurriría el deslizamiento, debe tener una dirección de buzamiento aproximadamente paralela al talud con un margen de $\pm 20^\circ$ con la dirección de buzamiento del talud. $|\alpha_t - \alpha_d| \leq 20^\circ$
- El ángulo de buzamiento del plano de deslizamiento debe ser mayor que el ángulo de fricción de esta superficie. $\beta_d > \phi$
- El plano de deslizamiento debe aflorar sobre la superficie del talud. $\beta_d < \beta_t$
- Las fronteras o límites laterales de la superficie a deslizarse, deben tener muy poca resistencia.
- No deben existir resistencias importantes laterales para el movimiento de la masa de roca.
- La cabeza o parte superior del deslizamiento debe interceptar la superficie del talud o terminar en una grieta de tensión.

Falla en cuña: Para que se produzca el deslizamiento de la cuña es necesario que la línea de intersección de los dos planos de discontinuidad tenga menor inclinación que el plano del talud $\varphi_d < \varphi_t$, que aflore en éste y, además, que los planos que forman la cuña afloren en el terreno natural, o que exista algún plano que individualice la cuña del resto del macizo rocoso. El análisis cinemático de una falla en cuña es controlado por la orientación de la línea de intersección de los dos planos. Las condiciones estructurales que se deben cumplir son las siguientes:

- La dirección de la línea de intersección debe ser aproximadamente cercana a la del buzamiento de la superficie del talud. $|\alpha_t - \alpha_i| \leq 15^\circ$.
- El buzamiento de la línea de intersección debe ser menor que el de la superficie del talud $\beta_i < \beta_t$.
- El buzamiento de la línea de intersección debe ser mayor que el ángulo de fricción promedio de las dos superficies $\beta_i > \phi$.

Falla por volteo: Las fallas al volteo ocurren en masas de roca que están subdivididas en una serie de columnas de gran buzamiento y con rumbo aproximadamente paralelo a la superficie del talud. En la falla al volteo la columna de roca rota alrededor de un punto cerca a la base de la misma columna. El análisis cinemático requiere para que ocurra volteo, que se presenten las siguientes condiciones:

- El plano de la discontinuidad debe tener una dirección casi paralela al plano del talud, pero en sentido opuesto y el ángulo debe ser igual o menor de 15° con la pendiente de la superficie.
 $\alpha_d > \alpha_t + 150$
 $\alpha_d > \alpha_t + 210$
- El buzamiento debe cumplir la siguiente condición:
 $(90^\circ - \beta_d) \leq (\beta_t - \phi)$
 Es decir:
 $\beta_t > 90^\circ - \beta_d + \phi$

La práctica de esta clasificación parece demostrar que las fallas en cuña no son más dependientes del valor del RMR que las fallas planares. Por lo tanto, la clasificación se debe aplicar para cada sistema de discontinuidades. El valor menor del SMR obtenido es el asignado para el talud.

Las condiciones del agua rigen la estabilidad de muchos taludes que son estables en verano y en invierno fallan debido a las fuertes lluvias. Las peores condiciones posibles de agua deben ser asumidas. La estabilidad de un talud seco es evaluada por un incremento de 15 en el RMR.

Estabilidad Asociada al SMR:

Romana (1993) relaciona en la siguiente tabla, basado en casos históricos, las posibles fallas que se pueden presentar en los macizos rocosos de acuerdo a la valoración del SMR, las cuales se describen brevemente a continuación:

Tabla 3-6 Estabilidad Asociada al SMR			
SMR	Falla Planar	SMR	Falla en Cuña
>75	Ninguna	>75	Ninguna
60-75	Ninguna	60-75	Algunas
40-55	Grandes	40-55	Muchas
15-40	Mayores	15-40	No
SMR	Falla por Volteo	SMR	Falla Tipo Suelo
>65	Ninguna	30	Ninguna
50-65	Menores	10-30	Posibles
30-35	Mayores		

Fuente: Romana, 1993.

3.2.2. GSI

La clasificación GSI se basa en una observación cuidadosa del macizo rocoso y, por consiguiente, es esencialmente cualitativa. Este índice incorpora la estructura del mismo y las características geomecánicas de las superficies de discontinuidad existentes en él y se obtiene a partir de un examen visual del macizo rocoso en afloramientos y sondeos. El GSI combina los dos aspectos fundamentales del comportamiento de los macizos rocosos, es decir: su fracturación, o sea, el tamaño y la forma de los bloques, y la resistencia al corte de las discontinuidades (Oyanguren y Mongue, 2004). En la Tabla 3-7 se muestra un gráfico que permite estimar el GSI a partir de datos geológicos.

De acuerdo a lo anterior H. Sonmez y R. Ulusay (1999), plantearon una base numérica más cuantitativa para evaluar el GSI mediante la introducción de nuevos parámetros y clasificaciones, como la condición de la superficie y la calificación de la estructura. Lo anterior con el ánimo de brindar una interpretación significativa y para proporcionar una base común para la comunicación entre los ingenieros y diseñadores. También se sugieren límites estándar de los intervalos, clasificaciones para los parámetros de entrada y un método para evaluar la influencia de perturbación.

Se resalta que E. Hoek et al (2002), proponen el siguiente criterio de Hoek y Brown Generalizado a macizos rocosos diaclasados:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (3-4)$$

Donde:

$$m_b = m_i \exp \left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right) \quad (3-5)$$

$$s = \exp \left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D} \right) \quad (3-6)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} (e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (3-7)$$

Donde D es un factor que depende sobre todo del grado de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por los efectos de las voladuras o por la relajación de esfuerzos. Varía desde 0 para macizos rocosos in situ inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados.





A partir de las ecuaciones anteriores es evidente que los parámetros de resistencia del macizo rocoso son sensibles al valor GSI. La falta de parámetros para describir condiciones de la superficie de las discontinuidades y la estructura de masa de roca impide obtener un valor más preciso de GSI. Por estas razones, H. Sonmez y R. Ulusay (1999) sugieren un nuevo término “Calificación de la Estructura (SR)” Basado en el recuento de discontinuidades volumétricas (J_v) y la Calificación de la Condición de la Superficie (SCR), Calculada a partir de los parámetros de entrada (por ejemplo, rugosidad, resistencia a la intemperie y relleno).

De acuerdo con la calificación de cada parámetro de entrada (R_r , R_w y R_f) estimado a partir del margen superior derecho de la tabla de la Figura 3-1, se obtiene la calificación total para las condiciones de superficie (SCR) mediante la siguiente expresión:

$$SCR = R_r + R_w + R_f \quad (3-8)$$

Los autores resaltan que Hoek et al. propusieron una nueva categoría para la clasificación del macizo rocoso para dar cabida a las rocas foliadas o laminadas; sin embargo, Hoek hace hincapié en que el criterio es aplicable únicamente a la roca intacta o en macizos rocosos con gran número de discontinuidades que puedan considerarse homogéneos e isótropos.

Tabla 3-7 Índice geológico de resistencia (GSI) para macizos rocosos fracturados

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX		SURFACE CONDITIONS					
From the letter codes describing the structure and surface conditions of the rock mass, pick the appropriate box in this chart. Estimate the average value of the Geological Strength Index (GSI) from the contours.		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces					
		GOOD Smooth, slightly weathered, iron stained surfaces					
		FAIR Smooth, moderately weathered or altered surfaces					
		POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings of angular fragments					
		VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or filling					
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →					
	BLOCKY -very well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical formed by three orthogonal discontinuity sets	80 B/VG	70 B/G	60 B/F	50 B/P	40 B/VP	30 B/VP
	VERY BLOCKY -interlocked partially disturbed rock mass with multifaceted angular blocks formed by four or more discontinuity sets	60 VB/VG	50 VB/G	40 VB/F	30 VB/P	20 VB/VP	10 VB/VP
	BLOCKY/DISTURBED -folded and/or faulted with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets	40 BD/VG	30 BD/G	20 BD/F	10 BD/P	0 BD/VP	0 BD/VP
	DISINTEGRATED -poorly interlocked, heavily broken rock mass with a mixture of angular and rounded rock pieces	20 D/VG	10 D/G	0 D/F	0 D/P	0 D/VP	0 D/VP
		↓ DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES					

Fuente: H. Sonmez - R. Ulusay, 1999.

NOTAS SOBRE LAS CONDICIONES DE LAS SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES:

MUY BUENA: superficies muy rugosas y sanas.

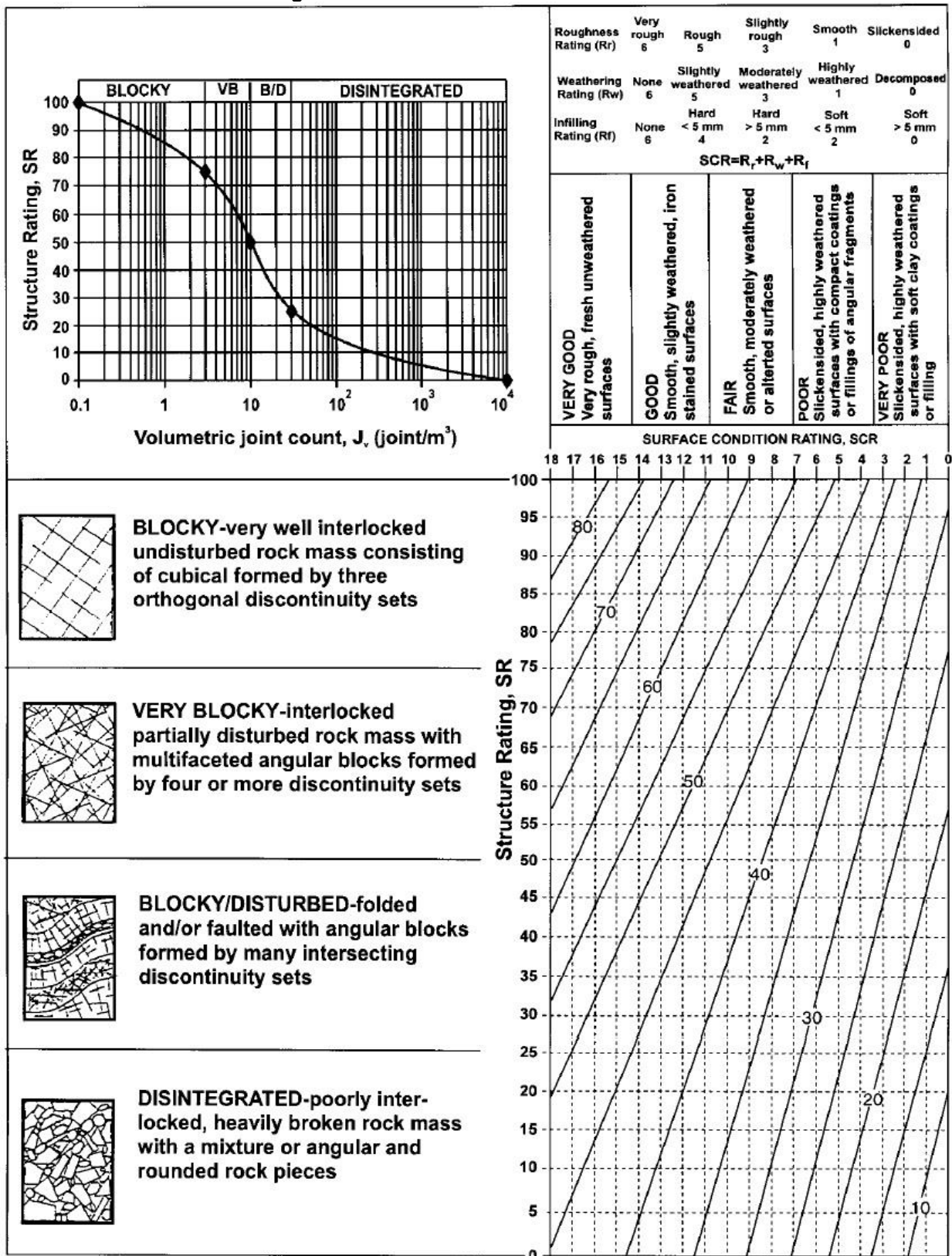
BUENA: superficies rugosas, ligeramente meteorizadas y teñidas de óxido.

MEDIA: superficies lisas y moderadamente meteorizadas y alteradas.

MALA: superficies con espejos de falla y altamente meteorizadas, con rellenos de fragmentos angulares o con recubrimientos compactos.

MUY MALA: superficies con espejo de falla altamente meteorizadas con recubrimientos o rellenos de arcillas blandas.

Figura 3-1 Clasificación GSI modificada



Fuente: H. Sonmez, R. Ulusay, 1999.

El índice volumétrico de juntas (J_v) se estima mediante una de las siguientes expresiones:

$$J_v = \frac{N_1}{L_1} + \frac{N_2}{L_2} + \dots + \frac{N_n}{L_n} \quad (3-9)$$

Donde, L es la longitud de la línea de exploración y N es el número de conjuntos de discontinuidades.

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \dots + \frac{1}{S_n} \quad (3-10)$$

Donde S es el verdadero espaciamiento, N es el número de juntas a lo largo de una línea de exploración.

Los intervalos de J_v y las descripciones relacionadas sugeridas por ISRM se adoptaron para las categorías de formación de bloques que se utilizan en la clasificación GSI (Tabla 3-8). Con base en los intervalos de J_v y las descripciones correspondientes de las calificaciones de formación de bloques, se asignó una Valoración Estructural (SR a cada categoría mediante el siguiente procedimiento:

- a) Se utiliza una hoja semi-logarítmica, SR y J_v se ponen en los ejes Y y X, respectivamente.
- b) Mientras el eje SR se divide en puntuaciones que van desde 0 a 100, el eje logarítmico J_v se divide de acuerdo con los límites sugeridos para cuatro categorías estructurales tal como se describe en la Tabla 3-8. El límite superior en el eje J_v se selecciona como 10^4 para considerar el tamaño de guijarros.
- c) Dado que los límites entre las categorías estructurales en la tabla GSI existentes se dividen por igual (Tabla 3-7), los límites entre los códigos SR B - VB, VB - B/D y B/D - D se seleccionan como el 75, 50 y 25, respectivamente.
- d) Determinando los valores de J_v para cada categoría como se sugiere en la Tabla 3-8 en contra de los valores de límite de SR mencionados en el punto anterior, se obtiene la curva que se muestra en el margen izquierdo de la Figura 3-1. Esta curva se puede utilizar para asignar una calificación para SR de cualquier macizo rocoso utilizando el valor de J_v .

Ahora es posible estimar un valor más preciso GSI con la intersección del punto del SCR y el SR empleando la tabla de GSI modificado.

Tabla 3-8 Términos descriptivos correspondientes al tamaño de los bloques y los intervalos del j_v		
Descripción por el ISRM para J_v (juntas/m ³)		Descripción para el GSI Modificado
Bloques muy grandes	< 1	Formado por bloques (B)
Bloques grandes	1 – 3	Formado por bloques (B)
Bloques medianos	3 – 10	Formado por muchos bloques (VB)
Bloques pequeños	10 – 30	Formado por Bloques/Distorsionado (B/D)
Bloques muy pequeños	30 – 60	Desintegrado (D)
Triturados	> 60	Desintegrado (D)

Fuente: H. Sonmez, R. Ulusay, 1999

La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos:

Una vez obtenida la valoración para el GSI, la cual puede variar entre 0 y 100, se pueden definir 5 clases de macizos rocosos, como son:

- Macizos de calidad muy mala: $0 \leq \text{GSI} \leq 20$
- Macizos de calidad mala: $20 < \text{GSI} \leq 40$
- Macizos de calidad regular: $40 < \text{GSI} \leq 60$
- Macizos de calidad buena: $60 < \text{GSI} \leq 80$
- Macizos de calidad muy mala: $80 < \text{GSI} \leq 100$

3.3. Posibilidad cinemática

Con excepción de los casos de rocas sanas completamente sin fracturas, los cuales son muy raros, la mayoría de las masas de roca deben ser consideradas como un ensamble de bloques de roca intacta, delimitados en tres dimensiones por un sistema o sistemas de discontinuidades. Por lo cual se debe determinar el estudio de cinemática y mecánica de estabilidad; a continuación, se presenta el análisis cinemático de taludes en roca para tres diferentes mecanismos de falla.

La falla de los taludes en roca en la mayoría de los casos está controlada por la estructura de su sistema de discontinuidades. Dependiendo de la escala de las discontinuidades del macizo de roca puede ocurrir una falla localizada de bloques inestables que involucre volúmenes pequeños de material o fallas en gran escala que afecten taludes completos. Desde el punto de vista mecánico, las clases de roturas que se suelen producir mayoritariamente en los taludes en roca se pueden dividir en cuatro grupos, a saber (Oyanguren – Monge, 2004):

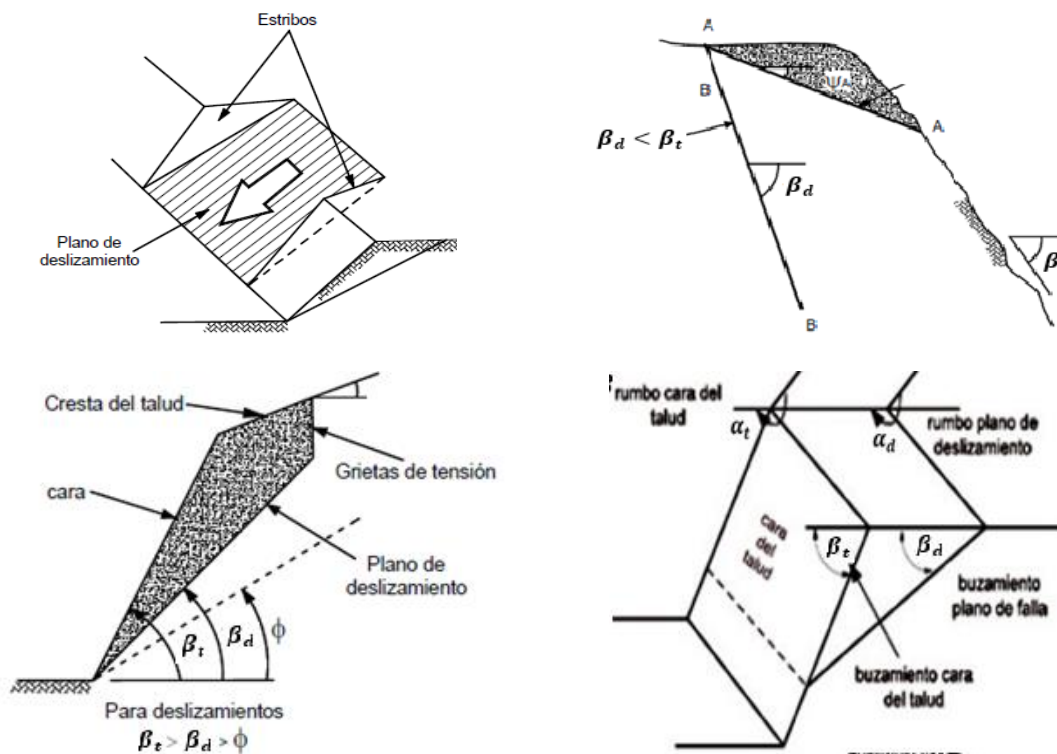
- Roturas por deslizamiento según uno o varios planos de discontinuidad que afloran en el talud y que incluirán las roturas planas y en cuña.
- Roturas por movimiento relativo de bloques a través de planos de discontinuidad preexistentes que no afloran necesariamente y que incluirán las roturas por vuelco, algunas roturas que siguen discontinuidades paralelas al talud y las roturas de varios bloques.
- Roturas producidas parte por deslizamiento a lo largo de planos de discontinuidad y parte por rotura de la roca y que incluirán las roturas en escalón, roturas mixtas, roturas complejas (como roturas por deslizamiento y vuelco o el denominado “kink-band slumping”) y otras roturas que siguen parcialmente discontinuidades paralelas al talud (como la rotura por pandeo).
- Roturas que se producen siguiendo una superficie circular, sin relación importante con los planos de junta, y que en términos generales se denominan roturas circulares.

3.3.1. Falla planar

Para que el movimiento planar ocurra se deben satisfacer las siguientes condiciones básicas (Modificado de Matherson, 1983):

- El plano de la discontinuidad sobre la cual ocurriría el deslizamiento, debe tener una dirección de buzamiento aproximadamente paralela al talud con un margen de $\pm 20^\circ$ con la dirección de buzamiento del talud. $|\alpha_t - \alpha_d| \leq 20^\circ$
- El ángulo de buzamiento del plano de deslizamiento debe ser mayor que el ángulo de fricción de esta superficie. $\beta_d > \phi$
- El plano de deslizamiento debe aflorar sobre la superficie del talud. $\beta_d < \beta_t$
- Las fronteras o límites laterales de la superficie a deslizarse, deben tener muy poca resistencia.
- No deben existir resistencias importantes laterales para el movimiento de la masa de roca.
- La cabeza o parte superior del deslizamiento debe interceptar la superficie del talud o terminar en una grieta de tensión.

Figura 3-2 Condicionantes que se deben cumplir para que ocurra falla planar en roca



Fuente: Eberhardt, 2007

Así las cosas, para que se produzca una falla planar se deben cumplir las siguientes condiciones:

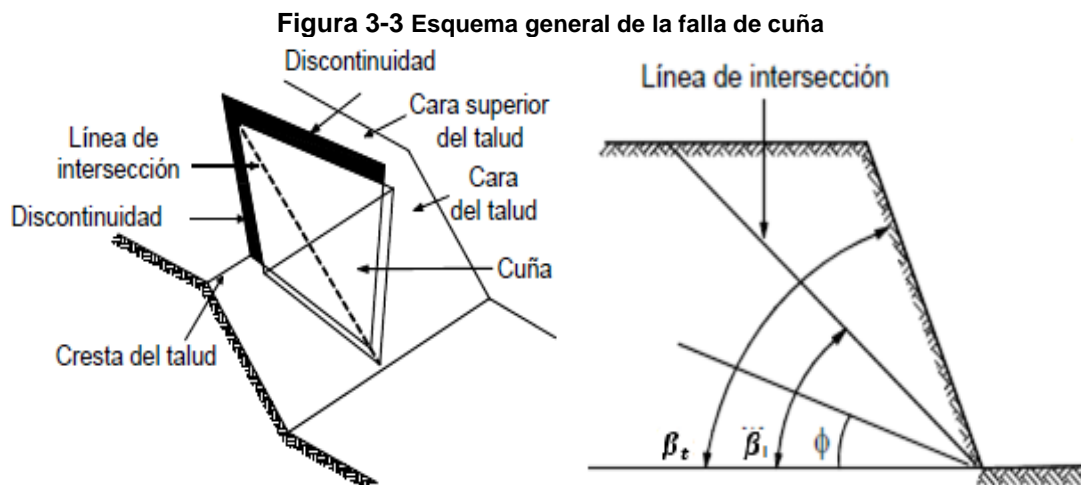
$$|\alpha_t - \alpha_d| \leq 20^\circ$$

$$\beta_d > \phi$$

$$\beta_d < \beta_t$$

3.4. Falla en cuña

Para que se produzca el deslizamiento de la cuña es necesario que la línea de intersección de los dos planos de discontinuidad tenga menor inclinación que el plano del talud $\beta_d < \beta_t$, que aflore en éste y, además, que los planos que forman la cuña afloren en el terreno natural, o que exista algún plano que individualice la cuña del resto del macizo rocoso.



Fuente: Jaime Suarez, 2009.

El análisis cinemático de una falla en cuña es controlado por la orientación de la línea de intersección de los dos planos. Las condiciones estructurales que se deben cumplir son las siguientes:

- La dirección de la línea de intersección debe ser aproximadamente cercana a la del buzamiento de la superficie del talud. $|\alpha_t - \alpha_i| \leq 15^\circ$.
- El buzamiento de la línea de intersección debe ser menor que el de la superficie del talud $\beta_i < \beta_t$.
- El buzamiento de la línea de intersección debe ser mayor que el ángulo de fricción promedio de las dos superficies $\beta_i > \phi$.

Así las cosas, para que se produzca una falla en cuña se deben cumplir las siguientes condiciones:

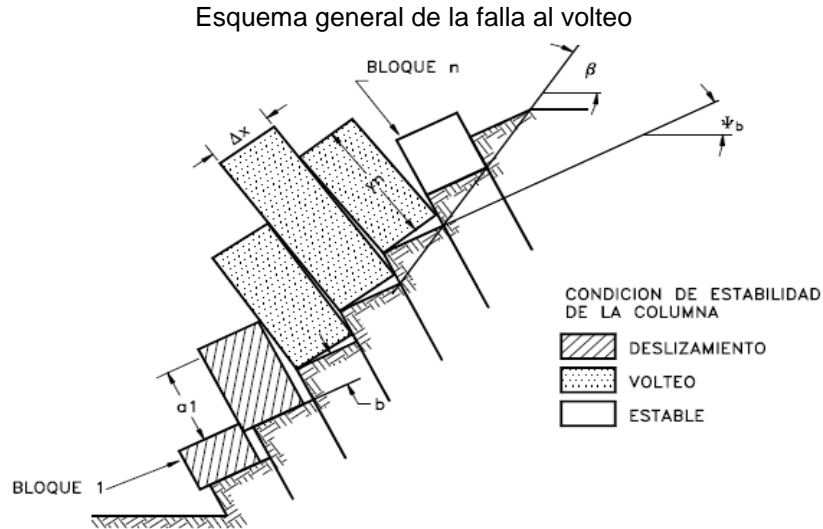
$$|\alpha_t - \alpha_i| \leq 15^\circ$$

$$\beta_i > \phi$$

$$\beta_i < \beta_t.$$

3.4.1. Falla por volteo

Las fallas al volteo ocurren en masas de roca que están subdivididas en una serie de columnas de gran buzamiento y con rumbo aproximadamente paralelo a la superficie del talud. En la falla al volteo la columna de roca rota alrededor de un punto cerca a la base de la misma columna.



Fuente: Suarez, 1998

El análisis cinemático requiere para que ocurra volteo, que se presenten las siguientes condiciones:

- El plano de la discontinuidad debe tener una dirección casi paralela al plano del talud, pero en sentido opuesto y el ángulo debe ser igual o menor de 15° con la dirección de buzamiento del talud.
- $\alpha_d > \alpha_t + 150$
 $\alpha_d > \alpha_t + 210$
- El buzamiento debe cumplir la siguiente condición:
 $(90^\circ - \beta_d) \leq (\beta_t - \phi)$

Es decir:

$$\beta_t > 90^\circ - \beta_d + \phi$$

3.5. Procedimiento sugerido

Una vez analizadas las metodologías existentes se sugiere realizar la valoración del SMR dado que este índice considera una clasificación geo-mecánica útil para realizar una evaluación preliminar de la estabilidad de un talud en un macizo rocoso. Adicionalmente, Romana (1993), basado en casos históricos, definió las posibles fallas que se pueden presentar en los macizos rocosos de acuerdo a la valoración del SMR las cuales fueron detalladas en la Tabla 3-9. El resultado de estos estudios fue combinado con las clases de estabilidad definidas para el SMR en la Tabla 3-10, con el ánimo de integrar los criterios y generar una matriz para determinar la susceptibilidad del macizo a las caídas de rocas:

Tabla 3-11 Matriz para evaluación de la susceptibilidad

VALOR SMR		POSIBILIDAD DE FALLA							SUSCEPTIBILIDAD
		PLANAR	P	CUÑA	P	VOLTEO	P	NINGUNA	
0	5	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	ALTA
6	10	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	ALTA
11	15	COMPLETAMENTE INESTABLE	SI	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	ALTA
16	20	INESTABLE	SI	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	ALTA
21	25	INESTABLE	SI	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	INESTABLE	ALTA
26	30	INESTABLE	SI	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	INESTABLE	ALTA
31	35	INESTABLE	SI	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	INESTABLE	SI	INESTABLE	ALTA
36	40	INESTABLE	SI	COMPLETAMENTE INESTABLE	NO	INESTABLE	SI	INESTABLE	ALTA
41	45	INESTABLE	SI	INESTABLE	SI	INESTABLE	SI	PARCIALMENTE ESTABLE	MEDIA
46	50	INESTABLE	SI	INESTABLE	SI	INESTABLE	SI	PARCIALMENTE ESTABLE	MEDIA
51	55	INESTABLE	SI	INESTABLE	SI	INESTABLE	SI	PARCIALMENTE ESTABLE	MEDIA
56	60	INESTABLE	SI	INESTABLE	SI	INESTABLE	SI	PARCIALMENTE ESTABLE	MEDIA
61	65	ESTABLE	NO	INESTABLE	SI	INESTABLE	SI	ESTABLE	MEDIA
66	70	ESTABLE	NO	INESTABLE	SI	ESTABLE	NO	ESTABLE	MEDIA
71	75	ESTABLE	NO	INESTABLE	SI	ESTABLE	NO	ESTABLE	MEDIA
76	80	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	ESTABLE	BAJA
81	85	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	COMPLETAMENTE ESTABLE	BAJA
86	90	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	COMPLETAMENTE ESTABLE	BAJA
91	95	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	COMPLETAMENTE ESTABLE	BAJA
96	100	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	ESTABLE	NO	COMPLETAMENTE ESTABLE	BAJA

Fuente: Propia.

Para emplear esta matriz, se propone que se realicen los siguientes pasos:

1. Evaluar el valor del SMR siguiendo los lineamientos descritos en los numerales anteriores.
2. Establecer la posibilidad cinemática para los diferentes mecanismos de falla de la siguiente manera:

Falla Planar:

Condición	$ \alpha_t - \alpha_d \leq 20^\circ$	$\beta_d > \emptyset$	$\beta_d < \beta_t$	<u>Posibilidad de Falla Planar</u>
Cumplimiento	SI	SI	SI	SI

Falla Cuña:

Condición	$ \alpha_t - \alpha_i \leq 15^\circ$	$\beta_i > \emptyset$	$\beta_i < \beta_t$	<u>Posibilidad de Falla Cuña</u>
Cumplimiento	SI	SI	SI	SI

Falla por Volteo:

Condición	$\alpha_d > (\alpha_t + 150)$	$\alpha_d > (\alpha_t + 210)$	$\beta_t > 90^\circ - \beta_d + \emptyset$	<u>Posibilidad de Falla por Volteo</u>
Cumplimiento	SI	SI	SI	SI

3. Ingresar a la Tabla 3-11, empleando el valor del SMR y el mecanismo de falla con posibilidad cinemática a presentarse en el talud que se estudia, cruzando estos valores se logra obtener la susceptibilidad del macizo rocoso a que se presenten caídas de rocas y en la columna denominada "P" se describe si existe o no posibilidad de que se presente el mecanismo de falla asociado.

4. Probabilidad de falla del macizo rocoso

4.1. Definiciones

4.1.1. Índice de confiabilidad y probabilidad de falla

La probabilidad considera el problema de un experimento que origina varios resultados. A la lista de resultados posibles y mutuamente excluyentes de un experimento se le conoce como espacio muestral; con lo anterior, se considera a un evento como cualquier subconjunto del espacio muestral. La probabilidad se relaciona con la frecuencia relativa de ocurrencia de un evento, por lo cual la probabilidad se determina como un número comprendido entre 0 y 1. Suponiendo un experimento que tiene asociado un espacio muestral S , la probabilidad de ocurrencia de un evento A , $P(A)$, es válida mientras se cumplan los siguientes axiomas:

- La probabilidad del evento A es mayor o igual que 0
- La probabilidad del evento A es menor o igual que 1
- La probabilidad del espacio muestral S es igual que 1

La probabilidad de que ocurra el evento A se define como el cociente del número de veces en que puede ocurrir el evento A entre el número total de eventos que pueden ocurrir:

$$P(A) = \frac{T}{N} \quad (4-1)$$

Donde:

$P(A)$: probabilidad de ocurrencia del evento A .

T : número de veces que puede ocurrir el evento A .

N : número total de eventos que pueden ocurrir.

Uno de los conceptos más importantes en la teoría de la probabilidad es la probabilidad condicional, con sus corolarios, dependencia e independencia. Informalmente, la probabilidad condicional tiene que ver con la noción de que la probabilidad de un evento A puede ser cambiada si otro evento B es conocido.

La probabilidad condicional del evento A, dado el evento B, es escrita, $P[A|B]$. La probabilidad $P[A]$, independientemente de B, se dice que es la probabilidad marginal. Para el caso en que la probabilidad condicional es la misma que la probabilidad marginal:

$$P[A|B] = P[A] \quad (4-2)$$

Se dice que A es independiente de B. Para el caso en que la probabilidad condicional difiere de la marginal, $P[A|B] \neq P[A]$, se dice que A es dependiente de B. El significado intuitivo de la independencia es que la probabilidad de A no se cambia sabiendo que B se obtiene. La definición es simétrica en A y B, y cuando se aplica a ambos, se dice que A y B son mutuamente independientes.

En resumen, una serie de relaciones matemáticas derivan inmediatamente de los axiomas de probabilidad, se presentan sin pruebas en la Tabla 4-1:

Tabla 4-1 Relaciones elementales entre probabilidades de eventos	
Descripción	Ecuación
Evento y su complemento	$P[\bar{A}] = 1 - P[A]$
Intersección de dos Eventos	$P[A \text{ y } B] = P[A] + P[B] - P[A \text{ o } B]$ $P[A \text{ y } B] = P[A]P[B A]$
Intersección de eventos mutuamente excluyentes y colectivamente exhaustivos	$P[A_1 \text{ y } \dots A_n] = \prod_{i=1}^n P[A_i]$
Unión de dos eventos	$P[A \text{ o } B] = P[A] + P[B] - P[A \text{ y } B]$
Unión de eventos mutuamente excluyentes y colectivamente exhaustivos	$P[A_1 \text{ o } \dots A_n] = \sum_{i=1}^n P[A_i]$
Probabilidad Total	$P[A] = \sum_{i=1}^n P[A \text{ y } B_i]$
Probabilidad Condicional	$P[A B] = \frac{P[A \text{ y } B]}{P[B]}$

Fuente: Baecher y Christian, 2003

Enfocada fundamentalmente a conceptos básicos propios de la Probabilidad, con el fin de disponer el soporte conceptual que permita llegar a la estimación de la Probabilidad de Falla, producto de la correlación entre diseño por Factor de Seguridad y diseño con análisis de dicho Factor de Seguridad a partir de conceptos de Probabilidad de Falla para taludes en vías terrestres. Para el efecto, se accede a expresiones propias del campo de la probabilidad, correlacionándolas con algunas expresiones propias del campo del análisis de estabilidad de taludes, en procura de lograr la aplicación de métodos de diseño probabilísticos en la proyección y posterior construcción de taludes al igual que en su futuro mantenimiento. (Hernán A. Rojas, 2013).

Considerando lo anterior, la probabilidad de falla se define como la probabilidad anual de que el factor de seguridad sea inferior o igual a 1.0, lo cual se puede expresar de la siguiente manera:

$$P_f = P(FS \leq 1.0) \quad (4-3)$$

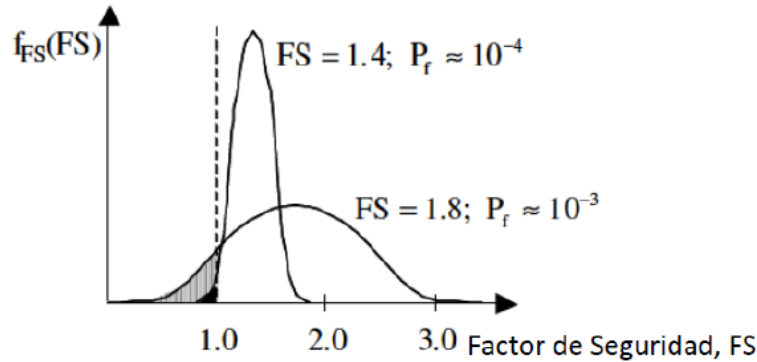
Considerando el factor de seguridad como una función aleatoria, en términos de variables aleatorias, se puede determinar la probabilidad de falla como la probabilidad anual de que el factor de seguridad sea inferior o igual a 1.0, tomando en cuenta la variabilidad de los parámetros del suelo para varios escenarios de amenaza definidos como la combinación de diferentes lluvias y sismos de análisis.

Si se considera un escenario de lluvia y sismo, la probabilidad de falla se obtiene como la probabilidad de que el factor de seguridad sea inferior o igual a 1.0, dada la lluvia y dado el sismo del escenario determinado, multiplicado por la probabilidad de que se produzca la lluvia por la probabilidad de que ocurra el sismo, lo que se expresa así:

$$P_f = P(FS < 1.0 | h_w | k) P(h_w) P(k) \quad (4-4)$$

Otras formas de apreciar los beneficios al considerar la probabilidad de falla se muestran en la Figura 4-1. Dos casos se presentan, el primero tiene un factor de seguridad de 1.4 y probabilidad de falla menor. El segundo caso tiene un factor de seguridad de 1.8 pero con mayor probabilidad de falla. Desde un punto de vista determinístico el caso con un factor de seguridad de 1.8 es más seguro.

Figura 4-1 Comparación de diferentes factores de seguridad con sus respectivas probabilidades de falla. Tomado de (Russelli, 2008).



Fuente: Cruz Zelaya, 2012.

Si la resistencia y el esfuerzo siguen distribuciones normales, entonces la probabilidad de falla puede calcularse mediante:

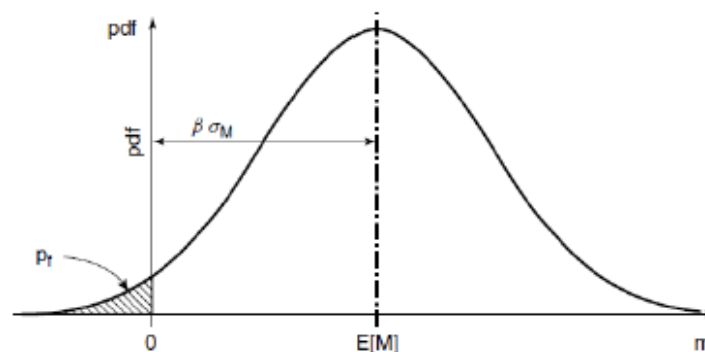
$$P_f = 1 - \Phi(\beta) = \Phi(-\beta) \quad (4-5)$$

Donde Φ es la distribución estándar normal y β es el índice de confiabilidad:

$$\beta_{normal} = \frac{\mu_R - \mu_L}{\sqrt{\sigma_R^2 + \sigma_L^2 \pm 2\rho_{RL}\sigma_R\sigma_L}} = \frac{\mu_Z}{\sigma_Z} \quad (4-6)$$

Para la mayor parte del índice de confiabilidad, la presunción de una distribución normal es conservativa. Para valores de β menores a 2, hay poca diferencia entre los resultados obtenidos para diferentes tipos de distribuciones estadísticas. Para valores muy pequeños de β la probabilidad de falla es ligeramente mayor para una distribución normal que para otras. Estos resultados sugieren que es razonable asumir una distribución normal ante la falta de información (Baecher & Christian, 2003). Como se observa en la Figura 4-2, el índice de confiabilidad representa el número de desviaciones estándar del margen de seguridad Z por los cuales μZ excede el estado límite.

Figura 4-2 Representación gráfica del índice de confiabilidad β



Fuente: Cruz Zelaya, 2012.

En resumen, los pasos que hay que seguir para hacer un análisis por confiabilidad son (Baecher & Christian, 2003):

- Establecer el modelo para calcular el margen de seguridad, factor de seguridad u otra forma de medir la función de comportamiento.
- Estimar los descriptores estadísticos de las variables aleatorias que forman parte de la función de comportamiento. Estos descriptores son la media, desviación estándar, coeficiente de asimetría y coeficiente de correlación.
- Calcular los momentos estadísticos del factor de seguridad.
- Calcular el índice de confiabilidad.
- Calcular la probabilidad de falla.

4.1.2. Probabilidad de falla y probabilidad de falla total

La probabilidad de que el factor de seguridad sea menor que 1,0 se calcula a través del índice de confiabilidad (β) como:

$$P_f = 1 - \Phi(\beta) \quad (4-7)$$

Donde:

$\Phi(\beta)$ es la confiabilidad, que es la probabilidad de no falla, que en este caso se calcula como la función inversa de la función Z (función de probabilidad acumulada normal estándar), calculada para un valor igual a β , el cual a su vez se obtiene como:

$$\beta = \frac{(\mu_{FS} - 1.0)}{\sigma_{FS}} \quad (4-8)$$

En esta ecuación, μ_{FS} y σ_{FS} son la media y la desviación estándar del factor de seguridad, que se pueden obtener aplicando el método de los estimativos puntuales (Baecher & Christian, 2003), el cual se describe brevemente a continuación.

La idea básica del método de estimativos puntuales consiste en sustituir las distribuciones probabilísticas de las variables aleatorias continuas por distribuciones discretas equivalentes, las cuales tendrán los mismos tres primeros momentos centrales. Luego se calculan la media, desviación estándar y asimetría de la función de comportamiento.

Debe considerarse una función de comportamiento Y , dependiente de n variables aleatorias X_i . Dichas variables son simétricas y están correlacionadas. El proceso escoge 2^n puntos, de tal manera que el valor de cada variable está una desviación estándar por arriba y por debajo de la media. Estos puntos se conocen como puntos de muestreo. Al conocer el valor medio μ_{X_i} y la desviación estándar σ_{X_i} de las variables aleatorias, la ubicación de los puntos de muestreo x_{i+} y x_{i-} se puede calcular así:

$$X_i = \mu_{X_i} + \xi_{X_i} + \sigma_{X_i} \quad (4-9)$$

$$X_{i-} = \mu_{X_i} + \xi_{X_{i-}} + \sigma_{X_i} \quad (4-10)$$

Donde:

Las desviaciones estándar unitarias $\xi_{X_{i+}}$ y $\xi_{X_{i-}}$ dependen de los coeficientes de asimetría v_{X_i} de las variables aleatorias. Estas se calculan mediante:

$$\xi_{X_{i+}} = \frac{v_{X_i}}{2} + \sqrt{1 + \left(\frac{v_{X_i}}{2}\right)^2} \quad (4-11)$$

$$\xi_{X_{i-}} = \frac{v_{X_i}}{2} - \sqrt{1 + \left(\frac{v_{X_i}}{2}\right)^2} \quad (4-12)$$

Ahora es posible calcular el valor de la función de comportamiento empleando los puntos de muestreo o estimativos x_{i+} y x_{i-} . Para n variables aleatorias, la función se evalúa en 2^n puntos.

Los pesos P_i , conocidos también como concentraciones de probabilidad, se deben calcular para tomar en cuenta la contribución de la correlación entre las variables aleatorias.

Puesto que una función de densidad de probabilidad tiene un área unitaria, los pesos también deben sumar uno y ser positivos. Los pesos se obtienen mediante diferentes expresiones, dependiendo del número de variables y su correlación. En la figura siguiente

se puede observar la función de densidad de probabilidad resultante de evaluar la función de comportamiento en cada uno de los puntos de muestreo. Dado que la distribución es asimétrica, los pesos asignados a cada una de las evaluaciones tienen diferentes valores (Figura 4-3).

Cuando existen n variables aleatorias, los pesos se calculan mediante la siguiente fórmula:

$$P_{(s_1, s_2, \dots, s_n)} = \frac{1}{2^n} \left[1 + \sum_{i=1}^{n-1} \sum_{j=i+1}^n (s_i)(s_j)P_{ij} \right] \quad (4-13)$$

Donde:

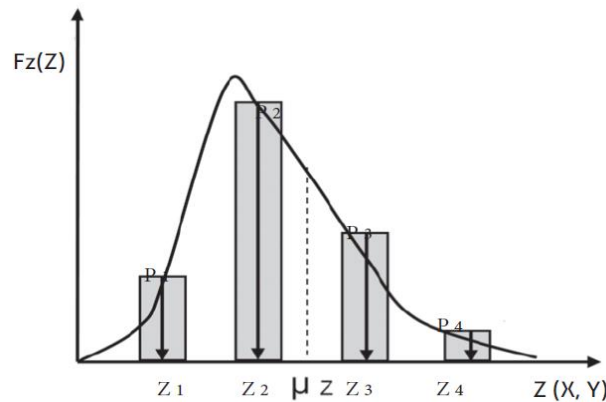
s es $+1$ cuando el valor de la variable es una desviación estándar por arriba de la media. Será -1 cuando esté por debajo de la media. Finalmente, los tres primeros momentos centrales de la función de comportamiento se calculan de la siguiente manera:

$$\mu_{Y(X_i)} = \sum_{i=1}^{2^n} P_i Y(X_i = x_i) \quad (4-14)$$

$$\sigma^2_{Y(X_i)} = \sum_{i=1}^{2^n} P_i (Y(X_i = x_i) - \mu_{Y(X_i)})^2 \quad (4-15)$$

$$v_{Y(X_i)} = \frac{1}{\sigma^3_{Y(X_i)}} \sum_{i=1}^{2^n} P_i (Y(X_i = x_i) - \mu_{Y(X_i)})^3 \quad (4-16)$$

Figura 4-3 Representación de los pesos asignados a los resultados de la función de comportamiento.



Fuente: Russelli, 2008.

La probabilidad total de falla combinando los escenarios de análisis se puede calcular con la siguiente ecuación:

$$P_{ft} = 1 - (1 - P_{f1})(1 - P_{f2}) \dots (1 - P_{fn}) \quad (4-17)$$

Donde:

P_{ft} : Probabilidad total de falla.

P_{fi} : Probabilidad de falla para el escenario i. Este escenario se define por la combinación de lluvia y sismos que se estableció en el numeral 3.3.1.

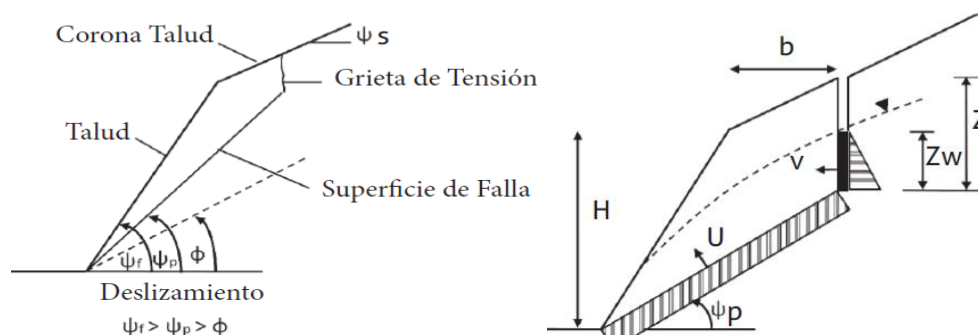
4.2. Mecanismos de falla

El mecanismo de rotura es la descripción del proceso físico que se produce en el macizo rocoso con el aumento de la carga o con la disminución de la resistencia y cuando el movimiento empieza y se propaga en toda su extensión. La falla de los taludes en roca en la mayoría de los casos se encuentra controlada por las características y el sistema de discontinuidades. Dependiendo de las características como la orientación y dimensión de estas pueden formarse planos de falla producto de la intersección de una o más fracturas, formando bloques inestables que involucre volúmenes pequeños de material o fallas en gran escala que afecten taludes completos (O. Prada, 2009).

4.2.1. Falla planar

Rotura planar es aquella en la que el deslizamiento se produce a través de una única superficie plana. Es la más sencilla de las formas de rotura posibles y se produce cuando existe una discontinuidad dominante en la roca y convenientemente orientada respecto al talud. Estas condiciones permiten estudiar la estabilidad del talud como un problema bidimensional que se analiza considerando una rebanada con un ancho igual a uno, limitada por dos planos verticales, perpendiculares al plano del talud. El análisis de estabilidad requiere la solución de fuerzas perpendiculares y paralelas a la superficie de falla potencial, como se observa a continuación:

Figura 4-4 Representación gráfica falla planar



Fuente: Wyllie y Mah, 2004.

En esta figura se representa gráficamente una falla planar del macizo rocoso, adicionalmente se describe a continuación la formulación para evaluar el factor de seguridad bajo diferentes consideraciones:

Sin considerar fuerza sísmica (Modificadas de Wyllie y Mah, 2004):

$$FS = \frac{c'L + [W \cos \psi_p - U - V \sin \psi_p] \tan \phi'}{W \sin \psi_p + V \cos \psi_p} \quad (4-18)$$

Sin Presión de Agua:

$$FS = \frac{c'L + W \cos \psi_p \tan \phi'}{W \sin \psi_p} \quad (4-19)$$

Considerando fuerza sísmica (Modificadas de Wyllie y Mah, 2004):

$$FS = \frac{c'L + [W \cos \psi_p - k_h W \sin \psi_p - U - V \sin \psi_p] \tan \phi'}{W \sin \psi_p + k_h W \cos \psi_p + V \cos \psi_p} \quad (4-20)$$

Sin Presión de Agua:

$$FS = \frac{c'L + [W \cos \psi_p - k W \sin \psi_p] \tan \phi'}{W \sin \psi_p + k W \cos \psi_p} \quad (4-21)$$

Donde:

$$W = \gamma \left[(1 - \cot \psi_f \tan \psi_p) (bH + \frac{1}{2} \cot \psi_f) + \frac{1}{2} b^2 (\tan \psi_s - \tan \psi_p) \right] \quad (4-22)$$

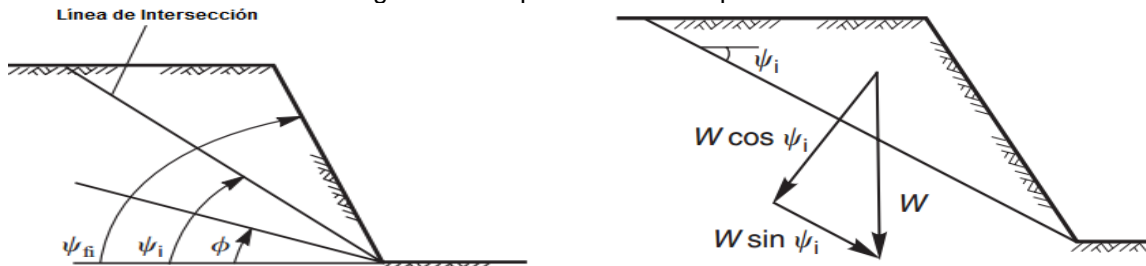
$$U = \frac{1}{2} \gamma_w z_w (H - b \tan \psi_s - z) \csc \psi_p \quad (4-23)$$

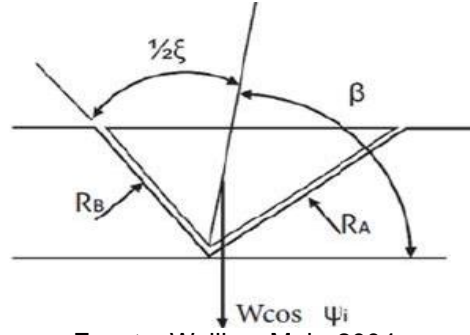
$$V = \frac{1}{2} \gamma_w z_w^2 \quad (4-24)$$

 $k_h = \text{Coeficiente Sísmico}$ **4.2.2. Falla en cuña**

La rotura en cuña es un tipo de deslizamiento traslacional que está controlado por dos o más discontinuidades (estratificación, esquistosidad, diaclasas, fallas, etc). Este tipo de deslizamientos generalmente se dan en macizos rocosos resistentes, con discontinuidades bien marcadas. Cuando la cuña está formada por la intersección de dos discontinuidades o superficies de debilidad, si ambas superficies se inclinan en sentido diferente, se denomina cuña directa. Cuando la inclinación de dichas discontinuidades va en el mismo sentido, reciben el nombre de cuña inversa (Oyanguren – Monge, 2004), tal como se muestra en la Figura 4-5.

Figura 4-5 Esquema de fallas tipo cuña





Fuente: Wyllie y Mah, 2004.

Considerando las fuerzas actuantes, el factor de seguridad para una falla en cuña es:

Sin considerar fuerza sísmica (Modificadas de Wyllie y Mah, 2004):

$$FS = \frac{N_a * \tan\phi_A + c_A * A_A + N_b * \tan\phi_B + c_B * A_B}{W_s} \quad (4-25)$$

Donde:

c_A, A_A, c_B y A_B = Corresponde a las cohesiones y las áreas donde aplican las cohesiones.

$$N_a = \frac{W_n * \sin\delta_b}{\sin(\delta_a + \delta_b)} \quad (4-26)$$

$$N_b = \frac{W_n * \sin\delta_a}{\sin(\delta_a + \delta_b)} \quad (4-27)$$

$$W_n = W * \cos\beta_i \quad (4-28)$$

$$W_s = W * \sin\beta_i \quad (4-29)$$

Considerando fuerza sísmica (Modificadas de Wyllie y Mah, 2004):

$$FS = \frac{N_a * \tan\phi_A + c_A * A_A + N_b * \tan\phi_B + c_B * A_B}{W_s} \quad (4-30)$$

Donde:

c_A, A_A, c_B y A_B = Corresponde a las cohesiones y las áreas donde aplican las cohesiones.

$$N_a = \frac{W_n * \sin\delta_b}{\sin(\delta_a + \delta_b)} \quad (4-31)$$

$$N_b = \frac{W_n * \sin\delta_a}{\sin(\delta_a + \delta_b)} \quad (4-32)$$

$$W_n = (W * (1 + k_H)) * \cos\beta_i \quad (4-33)$$

$$W_s = (W * (1 + k_H)) * \sin\beta_i \quad (4-34)$$

Considerando presión de poros (Modificadas de Wyllie y Mah, 2004):

$$FS = \frac{N_a - Pu * \tan\phi_A + c_A * A_A + N_b - Pu * \tan\phi_B + c_B A_B}{W_s} \quad (4-35)$$

Donde:

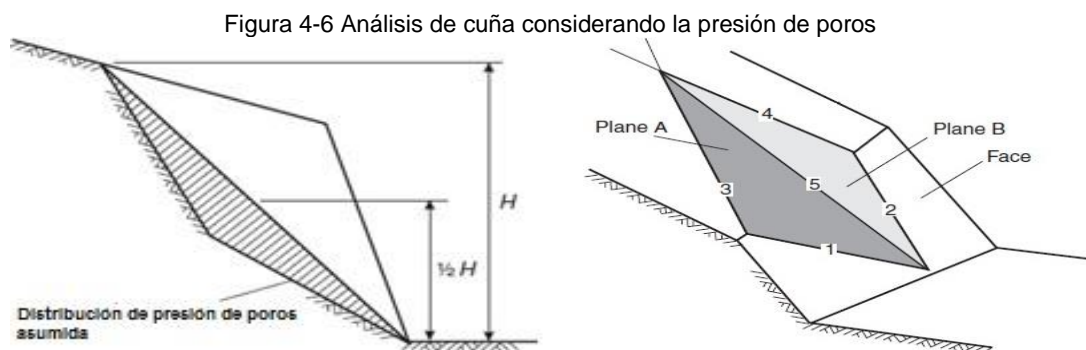
c_A, A_A, c_B y A_B = Corresponde a las cohesiones y las áreas donde aplican las cohesiones.

$$N_a = \frac{W_n * \sin\delta_b}{\sin(\delta_a + \delta_b)} \quad (4-36)$$

$$N_b = \frac{W_n * \sin\delta_a}{\sin(\delta_a + \delta_b)} \quad (4-37)$$

$$W_n = W * \cos\beta_i \quad (4-38)$$

$$W_s = W * \sin\beta_i \quad (4-39)$$

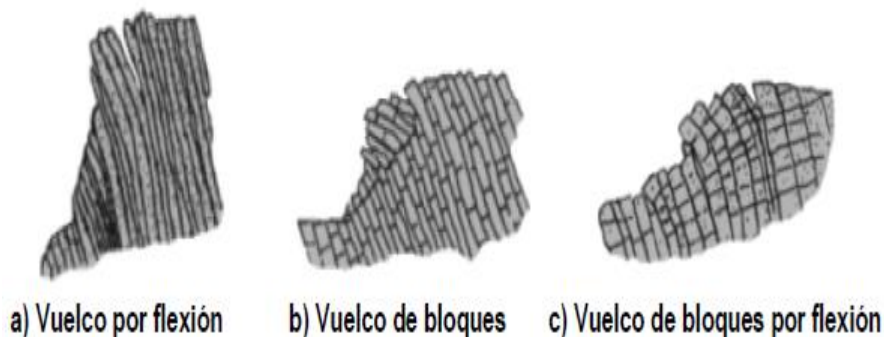


Fuente: Wyllie y Mah, 2004.

4.2.3. Falla por volteo

La falla al volteo es un mecanismo de falla muy común en macizos de roca y se caracteriza por la inclinación de estructuras semi-verticalizadas como resultado de la acción de la gravedad. Las roturas por vuelco de taludes aparecen principalmente cuando el rumbo del plano de discontinuidad: falla, estratificación, etc., coincide aproximadamente con el del plano del talud y además tiene un fuerte buzamiento hacia el interior del macizo rocoso (Oyanguren – Monge, 2004).

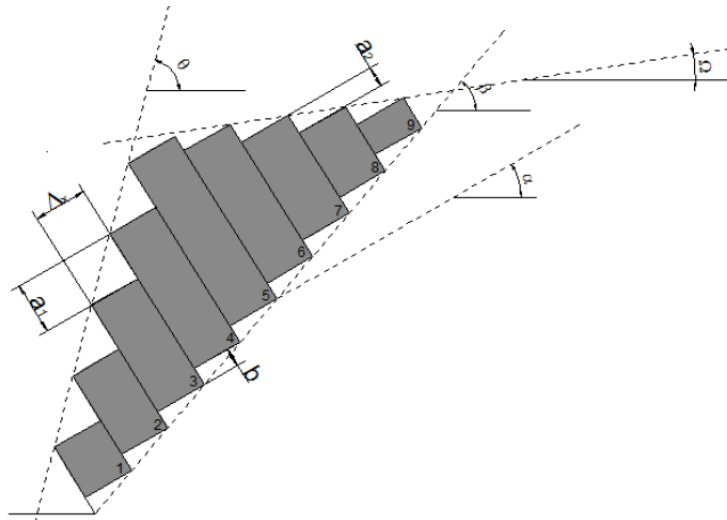
Figura 4-7 Clases de rotura por vuelco



Fuente: Goodman y Bray, 1977.

En la Figura 4-8, se muestra la distribución de bloques en un talud susceptible al volcamiento de bloques:

Figura 4-8 Distribución de bloques en falla por volteo



Fuente: Propia

Para realizar el análisis de estabilidad del talud se debe identificar la ubicación de los bloques de la siguiente manera:

Debajo de la cresta

$$M_n = Y_n$$

$$L_n = Y_n - a_1$$

En la cresta

$$M_n = Y_n - a_2$$

$$L_n = Y_n - a_1$$

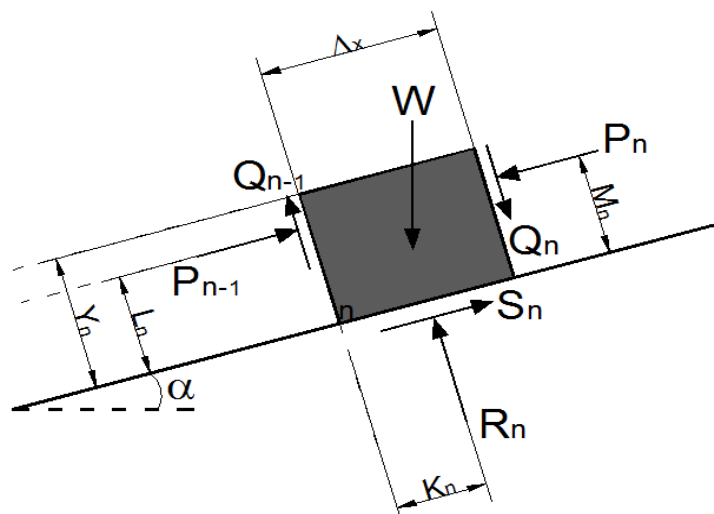
Arriba de la cresta

$$M_n = Y_n - a_2$$

$$L_n = Y_n$$

Considerando las distancias indicadas en la Figura 4-9:

Figura 4-9 Diagrama de fuerzas en el bloque



Fuente: Propia

Evaluación del factor de seguridad sin considerar fuerza sísmica (F. Hernandez, 2014):

$$FS = \frac{\tan \phi_d}{\tan \phi_r} \quad (4-40)$$

El procedimiento para el cálculo del factor de seguridad depende del valor de ϕ_r , por lo tanto, para obtener ϕ_r se realiza el siguiente proceso iterativo.

1. Suponer $\phi_r > \alpha$
2. Ubicar el bloque que esté más arriba y que cumpla con las condiciones de volteo:

$$\frac{\Delta_x}{Y_n} < \tan \alpha$$

Ese bloque, el que esté más arriba, tiene posibilidad de volteo n_1 .

3. Se realiza el análisis desde n_1 hacia abajo de la siguiente forma:

$$P_{n-1,t} = \frac{\frac{W_n}{2} [Y_n \sin \alpha - \Delta_x \cos \alpha] + P_n [M_n - \Delta_x \tan \phi_r]}{L_n} \quad (4-41)$$

$$P_{n-1,s} = P_n + \frac{\cos \phi_r \sin(\alpha - \phi_r)}{\sin 2\phi_r} \quad (4-42)$$

4. Avanzando hacia abajo es posible que:
 - a. Se halla un bloque n_2 para el que $P_{n-1,s} > P_{n-1,t}$. De ahí hacia abajo se deslizan los bloques.
 - b. No se halle n_2 , entonces todos los bloques voltean.
5. Al llegar al bloque de más abajo obtengo P_0 , el cual es el mayor entre $P_{0,t}$ y $P_{0,s}$, el valor de ϕ_r es el correcto.
6. Una vez determinado esto se puede calcular el factor de seguridad del talud.

Evaluación del factor de seguridad considerando fuerza sísmica (F. Hernandez, 2014):

$$FS = \frac{\tan \phi_d}{\tan \phi_r} \quad (4-43)$$

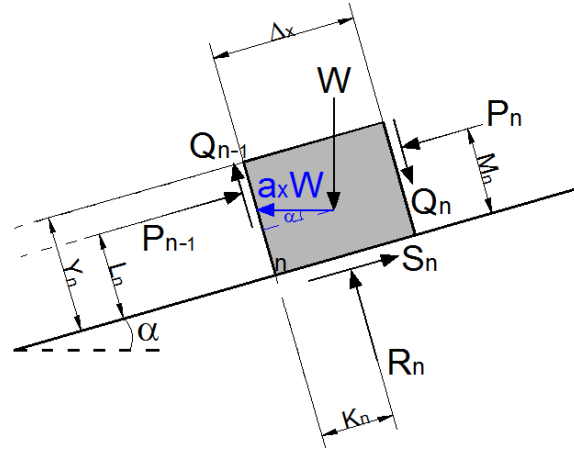
El procedimiento para el cálculo del factor de seguridad depende del valor de ϕ_r , por lo tanto, para obtener ϕ_r se realiza el siguiente proceso iterativo.

1. Suponer $\phi_r > \alpha$
2. Ubicar el bloque que esté más arriba y que cumpla con las condiciones de volteo:

$$\frac{\Delta_x}{Y_n} < \frac{\tan \beta + k_h}{1 - k_h \tan \beta}$$

Ese bloque, el que esté más arriba, tiene posibilidad de volteo n_1 .

3. Se realiza el análisis desde n_1 hacia abajo de la siguiente forma:

Figura 4-10 Diagrama de fuerzas del bloque considerando fuerza sísmica

Fuente: Propia

$$P_{n-1,t} = \frac{W_n}{2} \frac{[Y_n(\text{sen}\alpha + k_h \cos\alpha) - \Delta_x(\cos\alpha - k_h \text{sen}\alpha)] + P_n[M_n - \Delta_x \tan\phi_r]}{L_n} \quad (4-44)$$

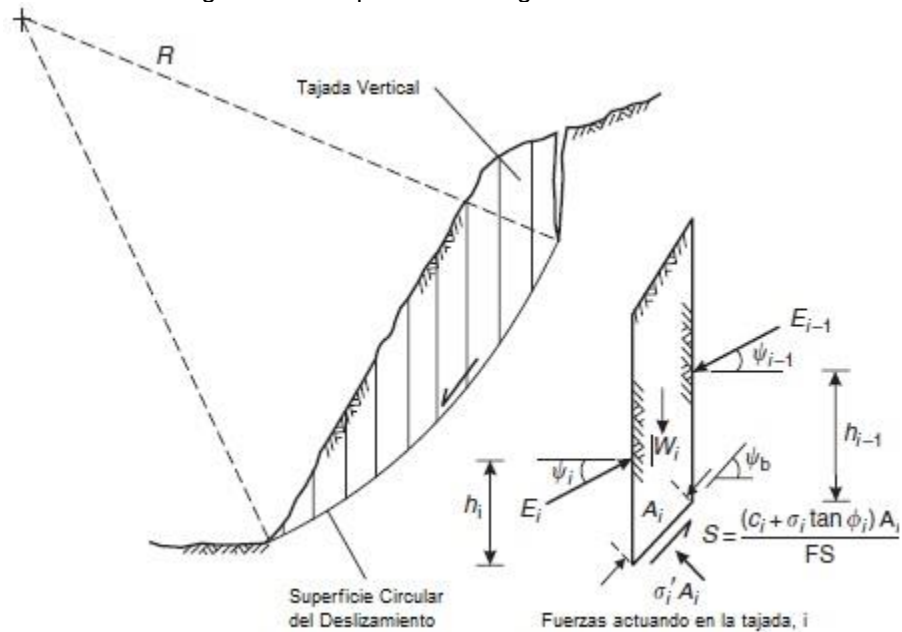
$$P_{n-1,s} = P_n + \frac{W_n[\text{sen}\alpha(1 + k_h \tan\phi_r) - \cos\alpha(\tan\phi_r - k_h)]}{1 - \tan^2\phi_r} \quad (4-45)$$

4. Avanzando hacia abajo es posible que:
 - a. Se halla un bloque n_2 para el que $P_{n_2-1,s} > P_{n_2-1,t}$. De ahí hacia abajo se deslizan los bloques.
 - b. No se halle n_2 , entonces todos los bloques voltean.
5. Al llegar al bloque de más abajo obtengo P_0 , el cual es el mayor entre $P_{0,t}$ y $P_{0,s}$, el valor de ϕ_r es el correcto.
6. Una vez determinado esto se puede calcular el factor de seguridad del talud.

4.2.4. Falla Circular

Se presenta en casos de rocas estrechamente fracturada o altamente degradada, donde no existe un patrón estructural fuertemente definido y la superficie deslizante está libre para encontrar la línea de menor resistencia a través de la pendiente, aunque la forma real de la superficie de deslizamiento "circular" está influenciada por las condiciones geológicas en la pendiente. El análisis de estabilidad para este mecanismo implica comparar la resistencia al corte disponible a lo largo de la superficie deslizante con la fuerza requerida para mantener la pendiente en equilibrio. La aplicación de este procedimiento en fallas circulares implica la división de la pendiente en una serie de rebanadas que son normalmente verticales, pero pueden inclinarse a coincidir con ciertas características geológicas, en la Figura 4-11.

Figura 4-11 Representación gráfica falla circular

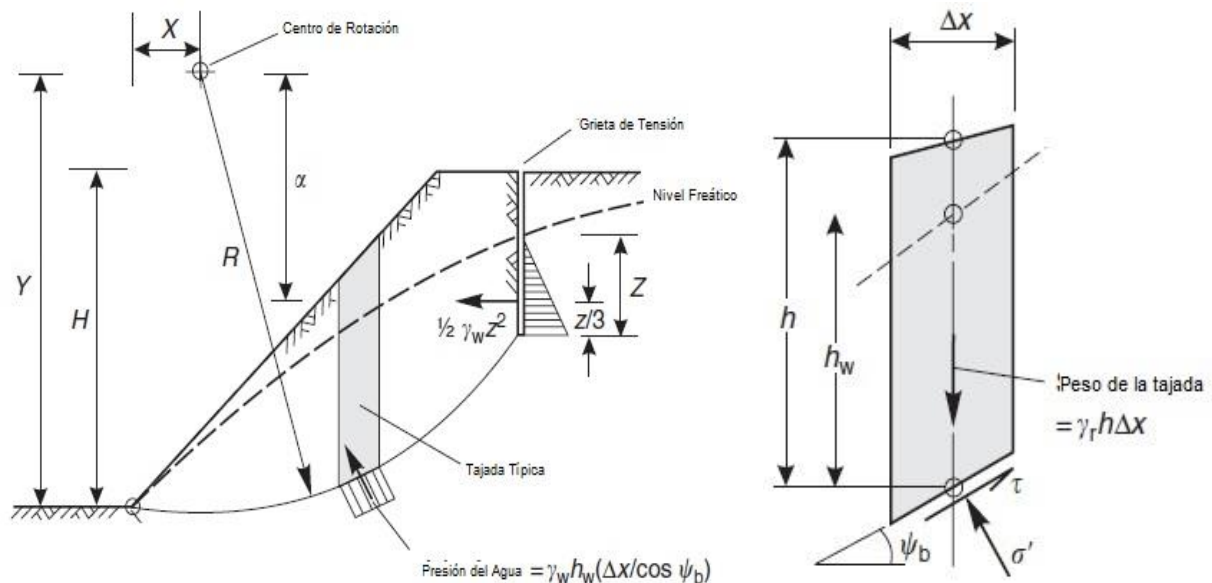


Fuente: Wyllie y Mah, 2004.

Para realizar el análisis de estabilidad existen dos métodos que se describen brevemente a continuación:

El método de Bishop: Asume una superficie de deslizamiento circular y que las fuerzas laterales son horizontales; El análisis satisface las fuerzas verticales, el equilibrio general de momentos y se aplica la siguiente formulación:

Figura 4-12 Representación Gráfica Análisis Método Bishop



Fuente: Wyllie y Mah, 2004.

$$FS = \frac{\frac{\sum X}{\left(1 + \frac{Y}{FS}\right)}}{\sum Z + Q} \quad (4-46)$$

$$X = [c + (\gamma_r h - \gamma_w h_w) \tan \phi] (\Delta x / \cos \psi_b) \quad (4-47)$$

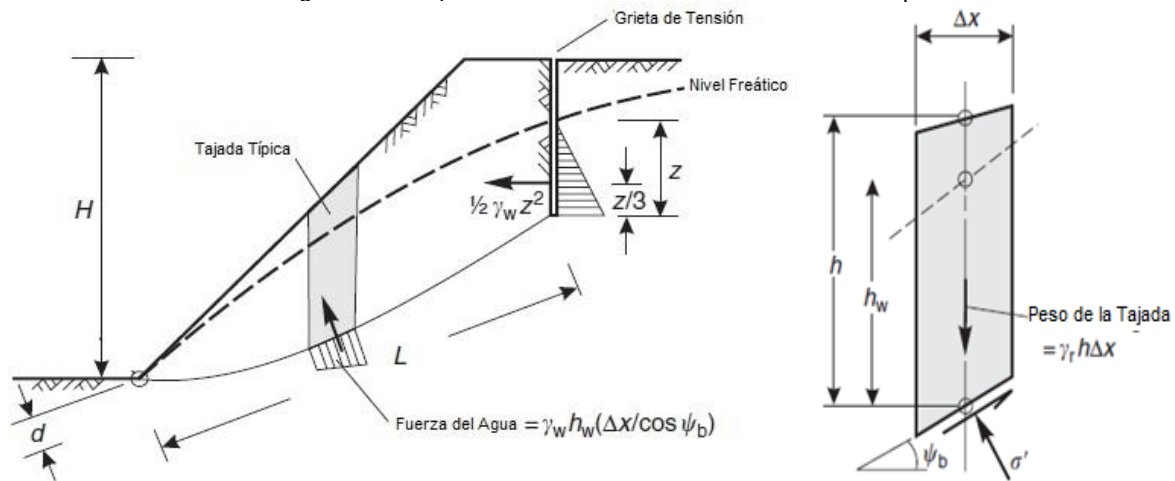
$$Y = \tan \psi_b \tan \phi \quad (4-48)$$

$$Z = \gamma_r h \Delta x \sin \psi_b \quad (4-49)$$

$$Q = \frac{1}{2} \gamma_w Z^2 (\alpha / R) \quad (4-50)$$

El método de Janbu: Permite una superficie de deslizamiento de cualquier forma, y asume que las fuerzas laterales son horizontales e iguales en todas las rebanadas; El análisis satisface el equilibrio de la fuerza vertical y se aplica la siguiente formulación:

Figura 4-13 Representación Gráfica Análisis Método Bishop



Fuente: Wyllie y Mah, 2004.

$$FS = \frac{f_0 \sum X}{\frac{\left(1 + \frac{Y}{FS}\right)}{\sum Z + Q}} \quad (4-51)$$

$$X = [c + (\gamma_r h - \gamma_w h_w) \tan \phi] (1 + \tan^2 \psi_b) \Delta x \quad (4-52)$$

$$Y = \tan \psi_b \tan \phi \quad (4-53)$$

$$Z = \gamma_r h \Delta x \tan \psi_b \quad (4-54)$$

$$Q = \frac{1}{2} \gamma_w Z^2 \quad (4-55)$$

4.3. Procedimiento sugerido

Para la estimación de la probabilidad del falla del macizo rocoso, se sugiere realizar el siguiente procedimiento:

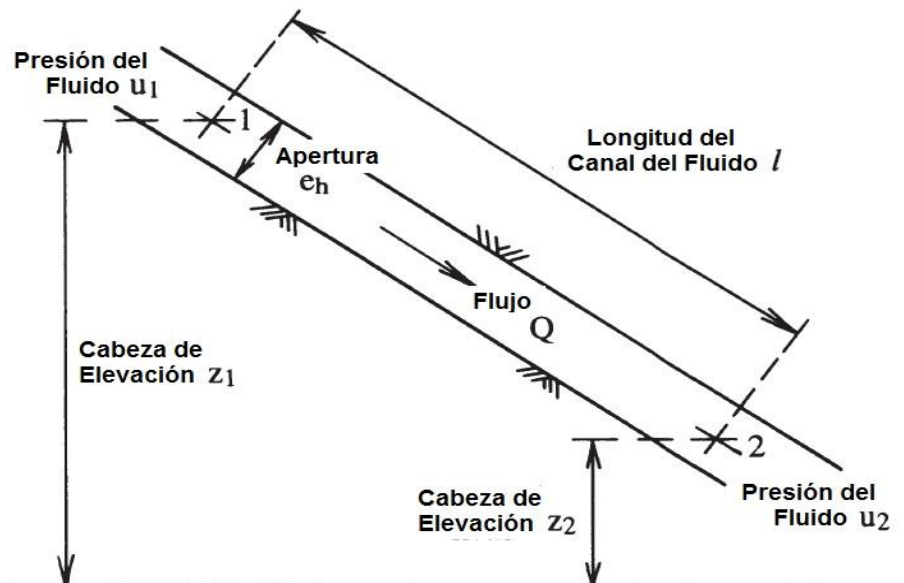
4.3.1. Factores detonantes

- Lluvia

Para definir el efecto de la lluvia en los macizos rocosos, se hace referencia al planteamiento realizado por Priest en 1993, del cual se resaltaron los aspectos más relevantes, en los párrafos siguientes.

Las permeabilidades al agua de la mayoría de los materiales de roca se encuentran en el rango de 10^{-10} a $10^{-15} \text{ m s}^{-1}$ (Louis, 1969), lo que significa que desde el punto de vista de la ingeniería una masa de roca no fracturada es aproximadamente impermeable al agua. Todas las rocas, en particular las cercanas a la superficie del suelo, contienen discontinuidades que pueden proporcionar grandes vías de conducción para fluidos migratorios (Priest, 1993). En los materiales relativamente blandos como los suelos y algunos depósitos evaporíticos, las fracturas que se desarrollan tienden a sellarse con el tiempo a medida que el material fluye hacia la abertura de la fractura. La permeabilidad de masas en tales suelos y rocas se rige por la permeabilidad del material intacto; esto se refiere a menudo como la permeabilidad de la matriz. La apertura mecánica, o abertura, de una discontinuidad se define aquí como la distancia entre las interfaces opuestas medidas a lo largo de la media normal a la superficie de discontinuidad, la cantidad de flujo a lo largo de una fractura es proporcional al cubo de su abertura hidráulica efectiva (Priest, 1993).

Figura 4-14 Condiciones ideales de flujo en una discontinuidad



Fuente: Priest, 1993.

Para la mayoría de los propósitos prácticos, es aceptable idealizar el flujo a lo largo de una fractura abierta en términos del flujo entre un par de placas paralelas lisas. La Figura 4-14 muestra una sección transversal a través de tal modelo idealizado, en el que las placas paralelas se encuentran en ángulo recto con respecto al plano del diagrama, a una separación e_h que representa la abertura hidráulica efectiva de la fractura. Consideremos ahora el flujo Q por unidad de tiempo que ocurre sobre una anchura b de la fractura medida normal al plano del diagrama. Este flujo se produce a una velocidad media $V = Q / (e_h b)$ sobre la distancia L entre los puntos 1 y 2 de la Figura, siempre y cuando haya una diferencia en la cabeza total entre estos dos puntos. Tomando las presiones de fluido y las cabezas de elevación de los puntos 1 y 2 como U_1, U_2 y Z_1, Z_2 respectivamente, suponiendo que el fluido es agua e ignorando cualquier cabezal de velocidad da la totalidad de las cabezas en los dos puntos como sigue:

$$H_1 = \frac{u_1}{\gamma_w} + z_1 \quad (4-56)$$

$$H_2 = \frac{u_2}{\gamma_w} + z_2 \quad (4-57)$$

La pérdida total de cabeza ΔH entre los dos puntos está dada por $H_1 - H_2$:

$$\Delta H = \left(\frac{u_1 - u_2}{\gamma_w} \right) + (z_1 - z_2) \quad (4-58)$$

Para el caudal a lo largo de un canal, se supone que es la pérdida de carga la que causa (o es una consecuencia de) el flujo y que la cantidad de flujo es directamente proporcional a esta pérdida de carga, introduciendo una constante de proporcionalidad:

$$Q = C \Delta H \quad (4-59)$$

La constante C se denomina conductancia, su valor depende tanto de la geometría del canal como de las propiedades del fluido. Cuando la velocidad del flujo, la separación de las discontinuidades son pequeñas y las paredes de estas son lisas, el flujo se vuelve aerodinámico o laminar. Las condiciones para el flujo laminar pueden expresarse en términos del número de Reynolds Re , para el modelo. En este caso Re está dado por la relación adimensional Ve_h / ν , donde V es la velocidad de flujo aparente y ν es la viscosidad cinemática. Aunque el número crítico de Reynolds depende de la geometría superficial de las placas, para las placas lisas, el flujo laminar se produce cuando Re es menor que aproximadamente 500 a 600 (Louis, 1969).

Estos valores corresponden a velocidades de flujo promedio de 0,5 a 0,6 $m s^{-1}$ para agua entre placas a una separación de 1 mm. Por lo tanto, para la mayoría de las aplicaciones, se puede concluir que el flujo es laminar. En condiciones de flujo laminar, la conductancia del modelo de placas paralelas ilustrado en la Figura 4-14 se da por la siguiente expresión:

La conductancia de cada canal se puede encontrar desde su abertura y longitud de pared lisa efectiva, suponiendo una anchura unitaria b normal al plano de la realización. Gale (1990) concluyó que el flujo predicho para una red de fracturas es relativamente insensible a la ley de flujo de la fractura utilizada en el modelo, siempre y cuando esta ley sea la misma que la utilizada para interpretar los datos de prueba de permeabilidad de campo. Si se supone que el material circundante es impermeable, inerte e incompresible, y que el fluido permanece continuo e incompresible, entonces no habrá ganancia o pérdida neta de fluido en un nodo dado, por lo tanto:

$$Q_{15} + Q_{25} + Q_{35} + Q_{45} = 0 \quad (4-61)$$

Sabiendo que:

$$Q_{ij} = C_{ij}(H_i - H_j) \quad (4-62)$$

Entonces:

$$C_{15}H_1 - C_{15}H_5 + C_{25}H_2 - C_{25}H_5 + C_{35}H_3 - C_{35}H_5 + C_{45}H_4 - C_{45}H_5 = 0 \quad (4-63)$$

O:

$$H_5 = \frac{C_{15}H_1 + C_{25}H_2 + C_{35}H_3 + C_{45}H_4}{C_{15} + C_{25} + C_{35} + C_{45}} \quad (4-64)$$

En general, para un nodo j :

$$H_j = \frac{\sum_{i=1}^4 C_{ij}H_i}{\sum_{i=1}^4 C_{ij}} \quad (4-65)$$

El límite superior de la suma en la ecuación puede ser 2, 3 o 4, dependiendo de si hay 2, 3 o 4 nodos conectados al nodo j^{th} . La aplicación general de la ecuación requiere, por supuesto, la numeración temporal de los nodos en cada elemento de la red.

En cualquier red habrá dos tipos de nodos:

- (i) Nodos fronterizos en los cuales la cabeza total, o el flujo, son conocidos y constantes. Estos nodos están conectados a sólo otro nodo.
- ii) Nodos internos en los que la cabeza total es desconocida. Estos nodos están conectados entre dos y cuatro nodos adyacentes, como se ha indicado anteriormente.

Para cada nodo interno es posible escribir una ecuación, que da la cabeza total en ese nodo en términos de las cabezas en los nodos inmediatamente adyacentes a él. Habrá, por lo tanto, el mismo número de ecuaciones que hay nodos internos en los que la cabeza es desconocida.

Con esta información se puede evaluar la presión en el punto analizado:

$$P_j = \gamma_w(H_i - Z_i) \quad (4-66)$$

- **Sismo**

La Guía Metodológica para Estudios de Amenaza, Vulnerabilidad y Riesgo por Movimientos en Masa, publicada por el Servicio Geológico Colombiano en mayo de 2015, describe los lineamientos metodológicos para realizar estudios de riesgo por movimientos en masa a escala detallada o local, que se podrán aplicar en la mayoría de las cabeceras municipales y centros poblados pequeños y medianos de Colombia. Adicionalmente propone la siguiente metodología para evaluar el efecto de la carga sísmica como una fuerza inercial horizontal, a partir del coeficiente de aceleración horizontal en análisis de equilibrio límite pseudoestáticos.

Para aplicar la metodología propuesta, se requiere tener la curva de amenaza sísmica de la zona de estudio para determinar la aceleración horizontal con un periodo de retorno específico; para establecer la probabilidad de excedencia de una aceleración, se pueden utilizar curvas de amenaza sísmica disponibles en estudios regionales de amenaza sísmica o hacer un análisis simplificado de amenaza sísmica.

Curvas de amenaza sísmica disponibles:

Para sitios que queden cerca (a menos de 50 km) de ciudades que cuenten con estudio de microzonificación sísmica, se puede usar la curva de amenaza sísmica definida en ese estudio.

Para zonas que no estén cerca de ciudades con estudio de microzonificación, se pueden utilizar las curvas de amenaza sísmica de las ciudades capitales definidas en el Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009). A manera de ejemplo, se presentan a continuación las curvas de amenaza sísmica para la ciudad de Ibagué.

Análisis simplificado de amenaza sísmica propuesto:

Cuando no se puede aplicar alguna de las curvas de amenaza sísmica disponibles, es posible obtener la probabilidad de excedencia de una determinada aceleración a partir de la función de recurrencia de las fuentes sismogénicas más cercanas, utilizando las ecuaciones de atenuación sugeridas en el Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009) para estas fuentes y el modelo de probabilidad tipo Poisson, como se describe a continuación:

Para obtener la probabilidad de excedencia de una determinada aceleración se debe contar con la siguiente información:

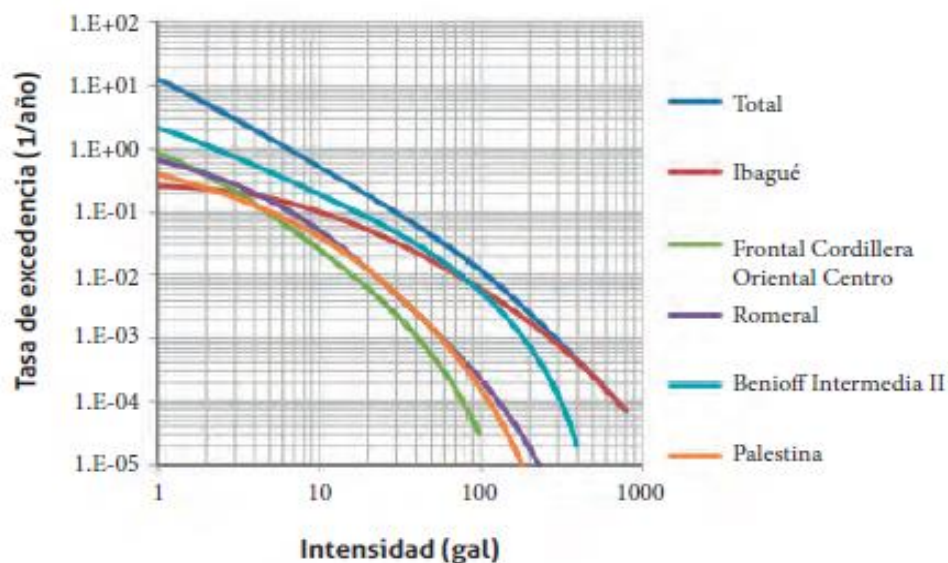
- Geología y tectónica regional. De la geología y descripción de las estructuras geológicas, que forman parte de la descripción de la geología regional, se identifican y describen las fuentes sismogénicas activas que pueden afectar la zona de estudio.
- Para cada fuente sismogénica se requiere su función de recurrencia, la cual se puede consultar en el informe del Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009).
- Modelo estadístico para el análisis de probabilidad. En amenaza sísmica es común trabajar con el modelo de probabilidad tipo Poisson.
- Función de atenuación para la fuente sismogénica.

De la sismicidad histórica se puede establecer una función de recurrencia para cada fuente sismogénica, definidas en el Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009) de la siguiente manera:

$$N_c = e^{(\alpha - \beta M)} \quad (4-67)$$

- Para $M_0 < M < M_U$, donde M_0 es la magnitud mínima relevante, que la AIS (2009) tomó como 4.0, y M_U es la magnitud máxima que se puede generar en la fuente
- M es la magnitud del sismo.
- N_c es el número de sismos con magnitud superior o igual a M ; este número es normalizado por unidad de longitud y por unidad de tiempo, para una fuente sismogénica lineal determinada.
- Para fuentes puntuales se normaliza en tiempo, y para fuentes definidas por áreas se normaliza por unidad de área y por unidad de tiempo.

Figura 4-16 Curvas de Amenaza Sísmica para Ibagué - Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009).



Fuente: Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009).

Para determinar la curva de amenaza sísmica se debe definir una magnitud máxima para la fuente sismogénica, la cual se asume normalmente como la máxima magnitud reportada para la fuente más 0,5. La AIS (2009) determinó esta magnitud a partir de la longitud de las fallas con la siguiente ecuación:

$$M_U = 5,08 + 1,16 \log L_r \quad (4-68)$$

Donde:

- L_r es la longitud de la falla.

Con base en el modelo de probabilidad tipo Poisson, la probabilidad de excedencia (p), que define la probabilidad de que haya por lo menos un sismo con un periodo de retorno T_r , en un intervalo de tiempo L (vida útil de diseño, en este caso 50 años), se puede calcular como:

$$p = 1 - e^{-L/T_r} \quad (4-69)$$

La relación de atenuación establece la relación entre la aceleración (a) que se genera a una distancia (d) del sitio en análisis, debido a un sismo de una magnitud M . En el Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009) se propone la ecuación de Campbell-Strike (Campbell, 1997) para sismos en la zona cortical; para la zona de subducción se propone la de Campbell-Reverse (Campbell, 1997), y para los sismos en la zona de Benioff se propone la de García et al. (2005). Estas ecuaciones tienen una forma genérica dada por la siguiente ecuación:

$$a = f(M, r, T) \quad (4-70)$$

Donde:

- M es la magnitud del sismo.
- r la distancia hipocentral.
- T el periodo de vibración.

Para establecer la probabilidad de excedencia de una determinada aceleración (a), se deben seguir estos pasos:

1. Identificar las fuentes sismogénicas que pueden generar efectos sísmicos en la zona de estudio. Estas zonas se deben identificar por el estudio de geología.
2. Definir el alineamiento de las fuentes con base en el Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009).
3. Determinar el punto más cercano de la fuente al sitio de estudio y, con esta distancia, definir la distancia hipocentral (r) establecida por las ecuaciones de atenuación.
4. Determinar la magnitud (M) del sismo que puede generar la aceleración (a) a la distancia (r), a partir de la ecuación de atenuación y la distancia hipocentral.

5. Determinar, de la ecuación de recurrencia para la fuente sismogénica, el número de sismos (N_c) con magnitud igual o superior a M , por unidad de longitud, por unidad de tiempo, que se han registrado en esa fuente.
6. Calcular el periodo de retorno (Tr) de la magnitud M como:

$$Tr = \frac{1}{N_c} \quad (4-71)$$

7. Calcular la probabilidad de excedencia (p) de la magnitud M con la ecuación del modelo de probabilidad tipo Poisson. La probabilidad de excedencia de la aceleración (a) es la misma probabilidad de excedencia de la magnitud de sismo que la puede generar a la distancia (r).
8. Considerar que, si se tiene la influencia de más de una fuente sismogénica, se deben repetir los pasos 2 a 5 para cada una. En este caso, es posible calcular el periodo de retorno como:

$$Tr = \frac{1}{(\sum_{i=1}^n N_{ci})} \quad (4-72)$$

9. Determinar la probabilidad de excedencia (p) de la magnitud M con este periodo de retorno.

4.3.2. Procedimiento sugerido

Para la determinación de la probabilidad de falla del talud que se estudie se propone emplear el método de estimativos puntuales, aplicando el siguiente procedimiento:

1. Selección de escenarios: Para la estimación de la probabilidad de falla del talud se recomienda considerar los siguientes escenarios:
 - a. Escenario con Sismo: Para considerar el efecto de la carga sísmica en la estabilidad, se deben tener en cuenta sismos con periodos de retorno de 0, 31, 225 y 475 años. La Tasa de excedencia de un sismo (T_s) con un determinado periodo de retorno está dada por:

$$T_s = 1/Tr \quad (4-73)$$

Tr , Periodo de retorno de lluvia en años

- b. Escenario con Lluvia y Sismo: Para cada escenario de análisis se determina la variación de la posición del nivel freático con base en la respuesta hidrológica del macizo. Para considerar el efecto de la lluvia en la estabilidad se deben tomar en cuenta lluvias con periodos de retorno de 2,33, 5, 10, 20, 50 y 100 años. Cada una de estas lluvias tiene una probabilidad de ocurrencia en función del periodo de retorno, que se calcula como:

$$P_U = \left(1 - \left(1 - \frac{1}{T_R} \right)^{L_r} \right) \quad (4-74)$$

Tr , Periodo de retorno de lluvia en años

L Periodo de exposición

2. Definir función de comportamiento: En el Numeral 4.2 – Mecanismos de Falla, del presente documento se plantean las funciones de comportamiento para cada uno de los mecanismos de falla.
3. Definición de datos de entrada y variables aleatorias: De acuerdo a la formulación antes descrita se establecen como variables aleatorias las siguientes:

Variable	Característica
C	Cohesión – Variable Aleatoria
Φ	Ángulo de Fricción – Variable Aleatoria
β_t	Inclinación del Talud – Variable Aleatoria
H	Altura del Talud – Variable Aleatoria
β_d	Inclinación de las Discontinuidades – Variable Aleatoria
α	Orientación de las Discontinuidades – Variable Aleatoria

4. Evaluar la media μ_{xi} y la desviación estándar σ_{xi} de las variables aleatorias, la ubicación de los puntos de muestreo x_{i+} y x_{i-} pueden ser calculados de la siguiente forma:

$$X_{i+} = \mu_{xi} + \xi_{xi} + \sigma_{xi} \quad (4-75)$$

$$X_{i-} = \mu_{xi} + \xi_{xi} - \sigma_{xi} \quad (4-76)$$

5. Para evaluar el factor de seguridad, se deben utilizar todas las posibles combinaciones a partir de los valores obtenidos en el paso anterior (i.e. x_+ y x_-). Si existen n variables aleatorias, entonces el número de combinaciones posibles es $2n$.
6. Una vez realizados estos cálculos se procede a:

Calcular la media del factor de seguridad:

$$\mu[FS] = \sum FS \cdot p \quad (4-77)$$

La desviación estándar del factor de seguridad:

$$\sigma[FS] = \sqrt{\left(\sum FS^2 \cdot p\right) - (\mu_{FS})^2} \quad (4-78)$$

El índice de confiabilidad:

$$\beta = \frac{E[FS] - 1}{\sigma_{FS}} \quad (4-79)$$

Con el índice de confiabilidad, se calcula la probabilidad de falla:

$$p_f = 1 - \Phi(\beta) = \Phi(-\beta) \quad (4-80)$$

5.Evaluación del tamaño de los bloques

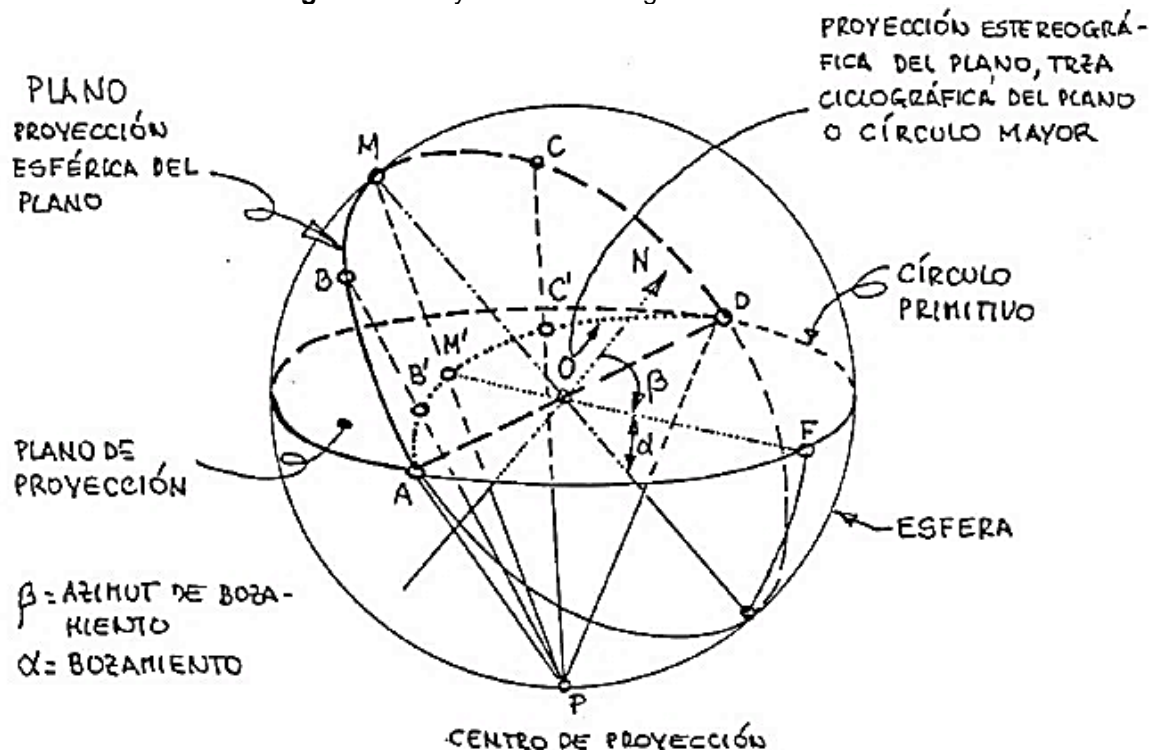
Una vez definida la probabilidad de falla del talud para los diferentes mecanismos de falla, es posible identificar las familias de discontinuidades que están generando los bloques que pueden llegar a deslizarse en el talud, por lo cual es posible realizar una evaluación del tamaño de los bloques con una alta probabilidad de deslizarse. Esta evaluación se puede realizar de dos formas diferentes que se describen brevemente a continuación.

5.1. Uso de la proyección estereográfica en la evaluación del tamaño de los bloques

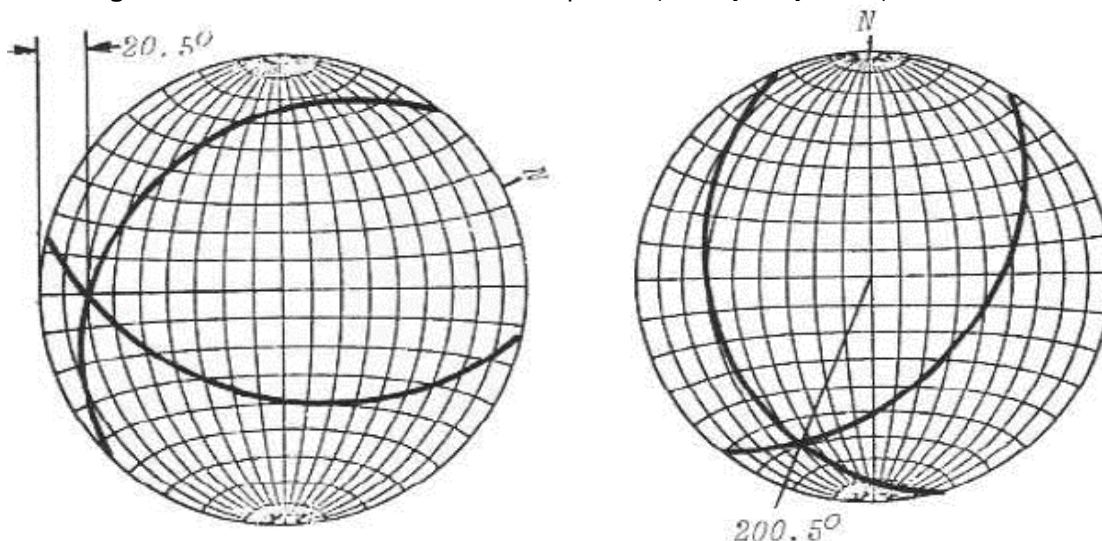
La proyección estereográfica es una herramienta esencial para los geólogos y los ingenieros civiles que permite que los datos de orientación tridimensionales sean a la vez representados y manipulados (R. Lisle & P. Lesion). La proyección estereográfica es ampliamente utilizada en estudios de mecánica de rocas para analizar discontinuidades; como son: fracturas, fallas y fisuras; que ocurren en varias orientaciones dentro del macizo rocoso; tales análisis pueden incluir no solamente la recolección y agrupamiento de datos; sino además la determinación de la estabilidad de bloques rocosos. Los métodos de proyección hemisférica son de gran valor en los estudios de mecánica de rocas porque presentan los datos estructurales como una representación gráfica más allá de la mera abstracción matemática.

En la proyección estereográfica un plano queda representado por un círculo máximo en la esfera de proyección, definido por la intersección del plano y la esfera de proyección, haciendo pasar el plano por el centro de la esfera. El plano también queda definido por la localización de su polo, que es el punto de intersección con la esfera de la recta perpendicular al plano que pasa por el centro de la esfera. En la Figura 5-1 se muestra la Proyección Estereográfica de un plano.

La línea de intersección de dos planos, representada por un punto en proyección estereográfica, queda definida por la intersección de los dos círculos máximos que representan a los dos planos. La inclinación de la línea de intersección se mide en el eje E-O, girando la hoja sobre el estereograma hasta situar el punto de intersección sobre el eje E-O. A continuación, se vuelve a girar la hoja sobre el estereograma hasta volverla a su posición original, en la que coincide el N de ésta con el N del estereograma.

Figura 5-1 Proyección Estereográfica de un Plano

Fuente: Apuntes Clase Mecánica de Rocas UNAL, Félix Hernández (2015)

Figura 5-2 Línea de intersección de dos planos (Hoek y Bray, 1974). Cortesía IMM.

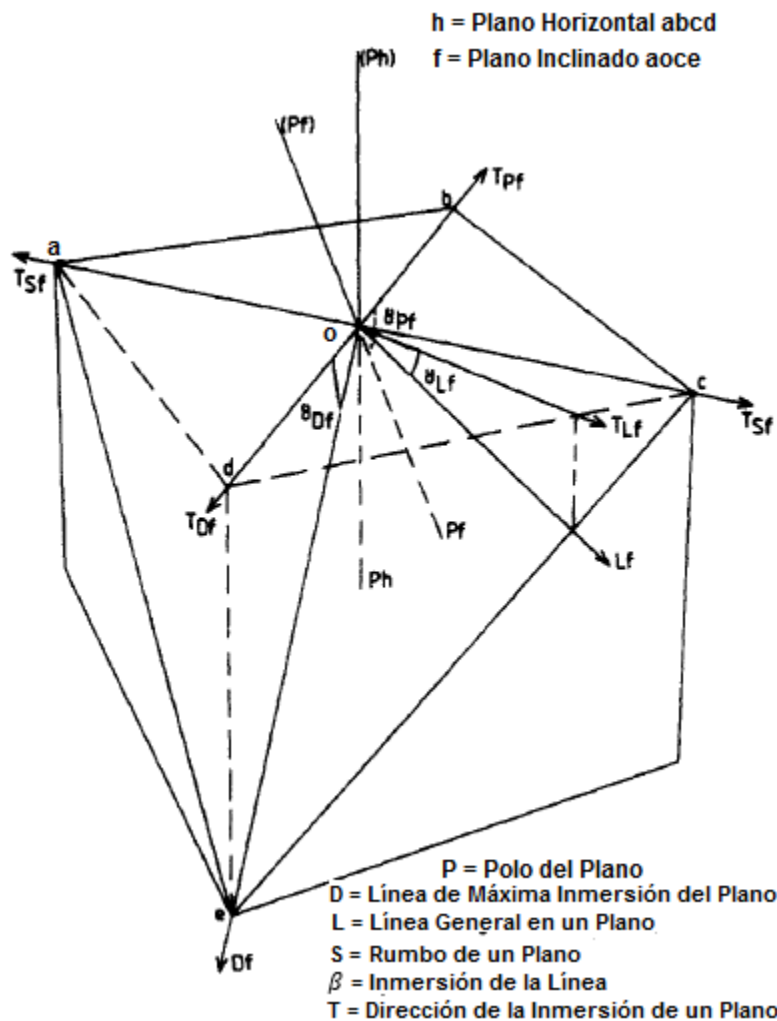
Oyanguren y Monge (2004).

Para evaluar la estabilidad de los bloques en un macizo rocoso es importante determinar (a) en qué dirección el bloque caería o se deslizaría si es inestable, (b) en qué plano o planos se deslizaría el bloque, y (c) el volumen de los bloques. Estas propiedades cinemáticas y geométricas de bloques potencialmente inestables se pueden determinar,

para muchos de los casos más simples, con una exactitud suficiente usando la proyección convencional superior o inferior del hemisferio (S.D. Priest, 1980).

La orientación de las discontinuidades planas dentro de una masa de roca se puede medir en exposiciones superficiales. La Figura 5-3 ayuda a explicar algunos de los términos relacionados con la definición de la orientación de tales características planares. Cuando se ha registrado un gran número de orientaciones de discontinuidades, es habitual trazar la orientación de cada polo en una proyección hemisférica. La orientación de cada polo está representada por un punto en la proyección. A menudo se encuentra que hay una tendencia hacia la agrupación de polos; Esto indica una tendencia a que las discontinuidades se orienten en conjuntos paralelos o casi paralelos. La orientación media o modal de cada conjunto puede, por lo tanto, ser trazada en la proyección y tomada para representar todas las discontinuidades dentro del conjunto.

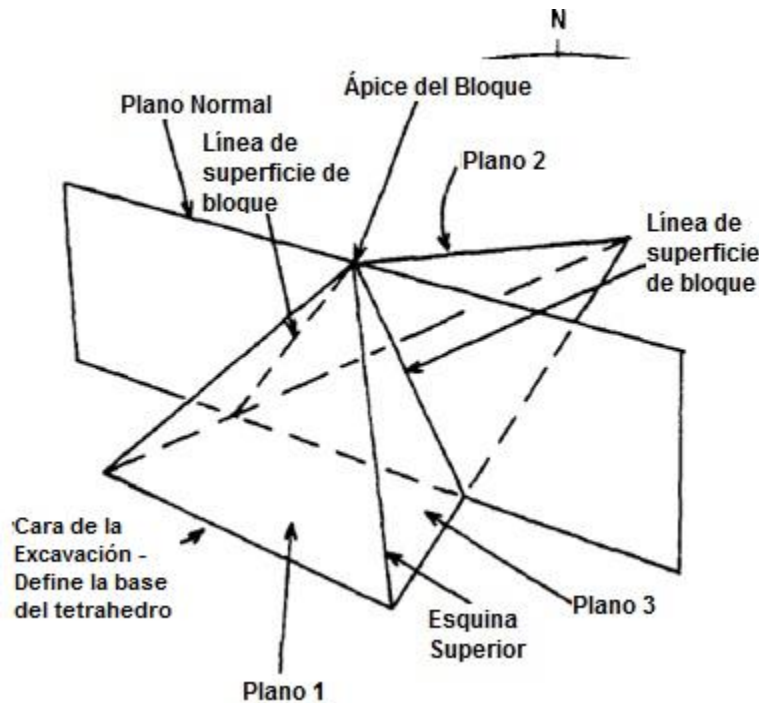
Figura 5-3 Ilustración de los términos que describen la orientación de las características planares



Fuente: S. D. Priest, 1980.

Para la investigación realizada por S. D. Priest (1980), se supuso que una determinada masa de roca se descompone por extensas discontinuidades planas que se producen en conjuntos, cada uno de los cuales consiste en un grupo de discontinuidades paralelas o sub-paralelas que se presentan a lo largo de la masa. Si las discontinuidades de tres conjuntos diferentes se intersectan entre sí y una superficie de roca plana, entonces podría definirse un bloque capaz de deslizarse del macizo rocoso (Figura 5-4). El tamaño y forma de dicho bloque depende, por supuesto, de las posiciones y orientaciones relativas de las discontinuidades y de la cara de roca. Si hay más de tres conjuntos de discontinuidades que intersecan una cara dada habrá varias combinaciones diferentes de planos de discontinuidad que podrían definir bloques tetraédricos en la cara.

Figura 5-4 Ilustración de términos que describen la geometría de un bloque tetraédrico



Fuente: S. D. Priest, 1980.

En general, si hay n planos de discontinuidad tomados x veces a la vez, entonces el número de combinaciones posibles, N , viene dado por:

$$N = \frac{n!}{(n-x)! x!} \quad (5-1)$$

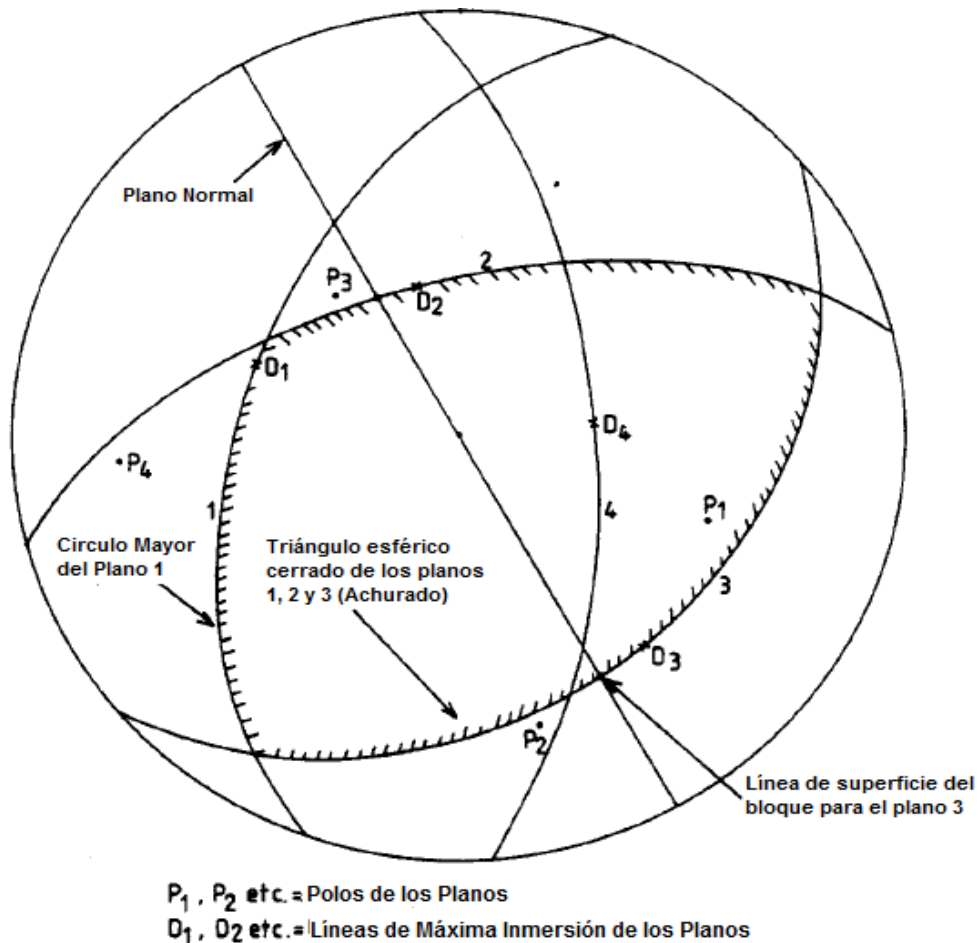
Si se supone que una cara de un poliedro con un número de caras " k " está formada por la superficie de roca plana, entonces $x = k - 1$ y n es el número de conjuntos de discontinuidades. Por ejemplo, en el caso de los bloques tetraédricos formados en una masa de roca que contiene cuatro conjuntos de discontinuidades planas, $x = 3$ y $n = 4$, dando $N = 4$. Los polos (P_1 , P_2 , etc.), las líneas de máxima inmersión (D_1 , D_2 , etc.), y los

círculos principales (trazas ciclográficas) de cuatro conjuntos de discontinuidades (1, 2, etc.) se representan en la Figura 5-5.

Si se supone que los planos se cortan entre sí y una excavación planar horizontal, los cuatro bloques tetraédricos se definen por discontinuidades (1, 2, 3), (1, 3, 4), (1, 2, 4) y (2, 3, 4). Los círculos principales de cada grupo de discontinuidades definen triángulos esféricos en la proyección y pueden usarse para determinar la forma de cada bloque tetraédrico.

Antes de proceder al análisis es necesario definir el término “Línea Superficial”, es decir considerar cualquier plano (denominado “Plano Normal”) que sea normal a la cara de excavación y que pase por el vértice del bloque. Las líneas rectas definidas por la intersección de este plano con la superficie del bloque se denominan “Líneas Superficiales”. Una línea superficial definida en la cara de excavación se denomina “Línea Superficial de la Cara”. Los pares de líneas superficiales definidas en las discontinuidades que delimitan el bloque se denominan “Líneas de Superficie de Bloque”. Cada esquina del bloque representa una línea de superficie de bloque que es común a un par dado de planos de intersección.

Figura 5-5 Orientación de cuatro planos que definen cuatro bloques tetraédricos



Fuente: S. D. Priest, 1980.

Para que un determinado bloque de roca pueda moverse por gravedad desde la roca hacia la excavación es necesario satisfacer las siguientes condiciones cinemáticas:

- Todos los pares de líneas de superficie de bloque deben ser paralelas o divergentes hacia la cara de roca.
- Al menos una línea superficial del bloque debe inclinarse hacia abajo desde la horizontal hacia la superficie de la roca.
- Todas las líneas de la superficie del bloque deben extenderse desde el vértice hasta la luz en la cara de excavación.

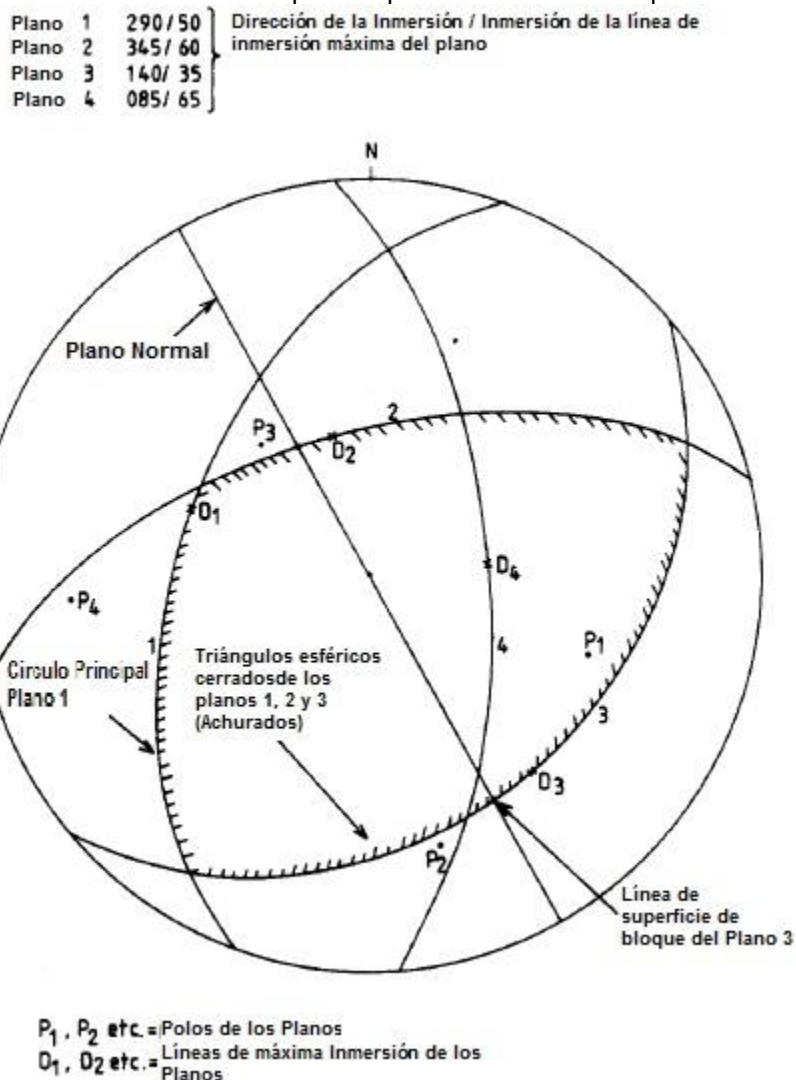
Si se cumplen estas condiciones cinemáticas y si las fuerzas perturbadoras tienden a exceder las fuerzas de restricción, se supone que el bloque se deslizará a lo largo de una línea de superficie de bloque o caerá en una dirección vertical.

Las tres condiciones se pueden evidenciar en los bloques tetraédricos definidos por los triángulos esféricos en la Figura 5-6. Dado que el plano de proyección coincide con la cara de excavación, en este caso horizontal, los círculos mayores de los planos normales son simplemente rectas. Por lo tanto, las orientaciones de las líneas de superficie de bloque para un tetraedro dado simplemente se determinan trazando la intersección entre los círculos mayores de los planos apropiados y una línea diametral dada. Esto se muestra en la Figura 5-6. para el tetraedro definido por los planos 1, 2 y 3. El lugar de los puntos de todas las posibles líneas de superficie en un bloque dado definen el triángulo esférico para ese bloque.

Para comprobar la primera condición cinemática enumerada anteriormente es necesario examinar la orientación de pares de líneas superficiales en un tetraedro dado. En vista de que se está usando una proyección de hemisferio inferior, cuyo plano de proyección coincide con el plano de la cara de roca, entonces cualquier par de líneas de superficie definidas en el perímetro de cualquier triángulo esférico cerrado satisfará automáticamente las exigencias de divergencia de La primera condición. Esto puede comprobarse examinando la Figura 5-6.

Para satisfacer la segunda condición es necesario asegurar que para un tetraedro dado haya al menos una línea de superficie de bloque dirigida hacia abajo, formando un ángulo de menos de 90° con la vertical. Puesto que el centro de la proyección de la Figura 5-6 define la vertical, todas las líneas de superficie para cada uno de los cuatro tetraedros están, en este caso, dirigidas hacia abajo.

Está claro que el uso de una proyección hemisférica cuyo plano de proyección coincida con una cara de roca de cualquier orientación dada y cuyo hemisferio se extienda en la excavación asegurará que los bloques tetraédricos definidos por triángulos esféricos cerrados satisfagan automáticamente la primera condición y puedan ser fácilmente verificados contra la segunda condición enumerada anteriormente.

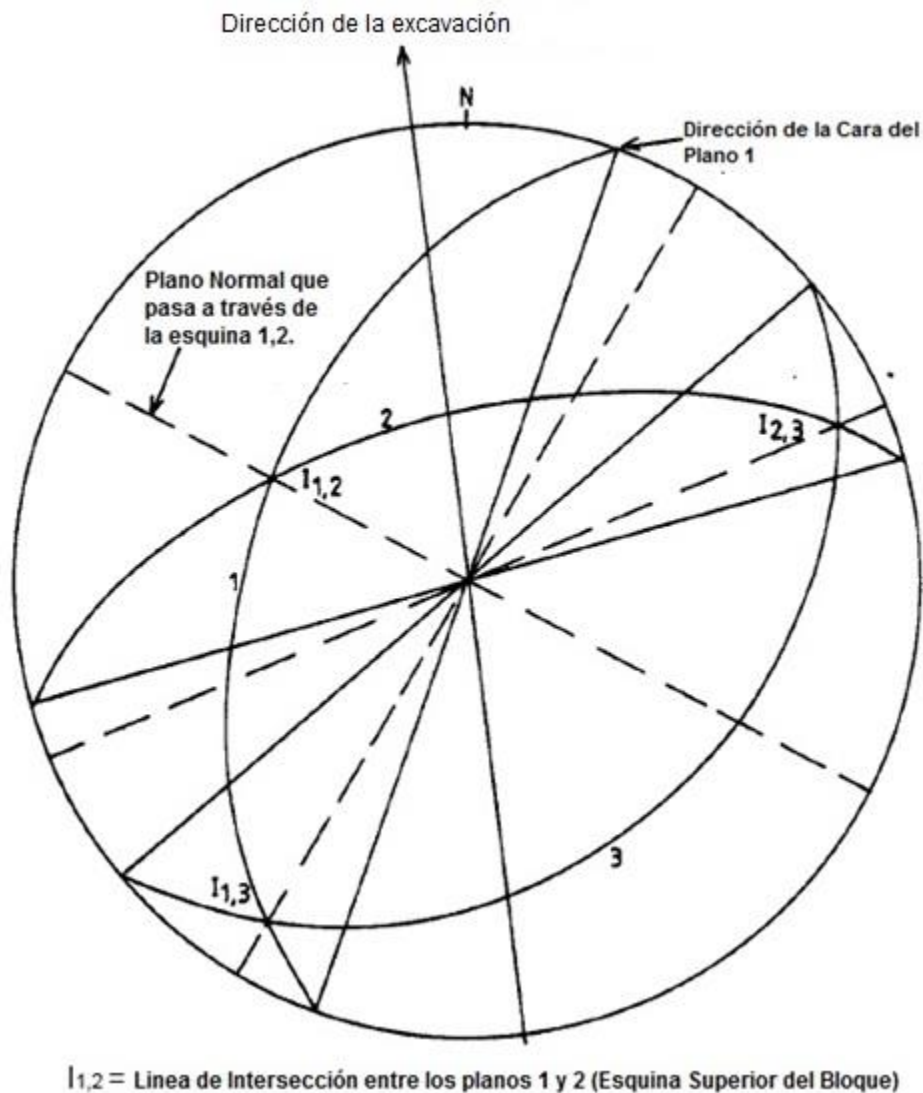
Figura 5-6 Orientación de cuatro planos que definen cuatro bloques tetraédricos

Fuente: S. D. Priest, 1980.

Con el fin de comprobar la tercera condición es necesario considerar el tamaño y la ubicación, así como la forma de un tetraedro dado. Si se supone que las discontinuidades se extienden a una distancia suficiente dentro de la masa de roca, la satisfacción de la tercera condición se asegura si las tres líneas de superficie de bloque que definen las tres esquinas superiores de un bloque dado.

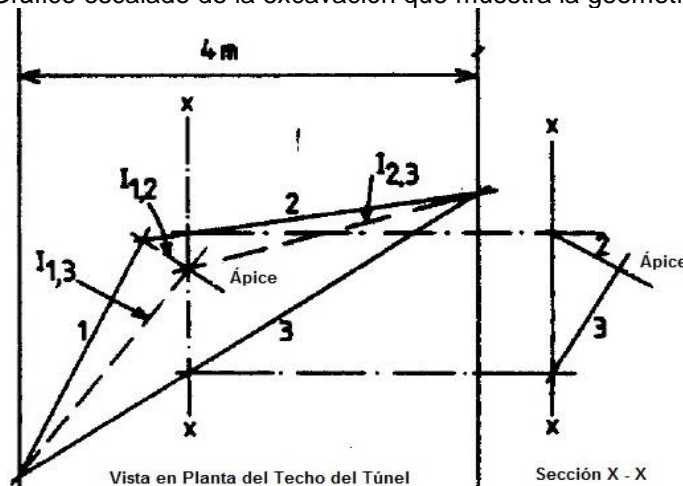
La manera más sencilla de comprobar esto es producir un dibujo escalado proyectado sobre la cara de excavación, mostrando el bloque tetraédrico asociado. Este dibujo escalado puede, además, utilizarse para calcular el volumen del bloque.

El método descrito en esta sección es una versión modificada de la presentada por Brown & Hoek (1975). Los planos 1, 2 y 3, previamente trazados en la Figura 5-6, se han representado en la Figura 5-7. Se puede ver que el tetraedro definido por estos planos satisface las condiciones cinemáticas primera y segunda enumeradas anteriormente.

Figura 5-7 Determinación del Volumen de un Bloque Tetraédrico

Fuente: S. D. Priest, 1980

Las líneas diametrales que unen los puntos extremos de los círculos principales de los planos 1, 2 y 3 se han dibujado en la Figura 5-7. La Figura 5-8 muestra una vista en planta ampliada de una excavación de 4 m de ancho. Si se dibuja esta vista en planta sobre papel calcante, es relativamente fácil rastrear las direcciones de las alineaciones de cara con respecto a la dirección de buzamiento de las paredes de la excavación en sus posiciones relativas correctas. Para satisfacer el criterio del afloramiento es simplemente necesario asegurar que la base triangular definida por las lineaciones de la cara esté contenida dentro del área expuesta de la cara.

Figura 5-8 Gráfico escalado de la excavación que muestra la geometría del bloque

Fuente: S. D. Priest, 1980

Los círculos principales de los planos normales que pasan a través de las tres esquinas superiores del bloque tetraédrico también se han dibujado (como líneas discontinuas) en la Figura 5-8. Estos círculos principales, que dan la orientación de las líneas superficiales de la cara que intersectan las esquinas de la base triangular del tetraedro, se pueden rastrear para que intersecten su esquina apropiada en la vista en planta escalada. El punto de intersección de estas tres trazas define la posición del plano del vértice del tetraedro, que, en la Figura 5-8 ocurre dentro del área del triángulo base. La altura del vértice del tetraedro se determina con mayor facilidad midiendo la inmersión (γ) de las tres líneas de bloque que definen las esquinas superiores del tetraedro y luego se descompone la longitud del plano de cada esquina (l) de la Figura 5-8. La altura del ápice (h) es igual a (l) por (γ). Los tres valores resultantes para h proporcionan un control de la exactitud de la construcción. Sin embargo, debido a errores de redondeo en la lectura de ángulos y en distancias de escala, es posible que los valores individuales puedan variar el 5% de su media. El volumen del bloque es un tercio del producto de la superficie base y la altura.

Con el fin de obtener una idea de la forma del tetraedro puede ser deseable construir una serie de secciones transversales a través del bloque de la manera explicada por Brown & Hoek (1975). La longitud de base de cualquier sección dada se puede escalar desde la vista en planta, mientras que las inclinaciones de las superficies superiores del bloque en el plano de la sección están dadas por las inclinaciones aparentes de los planos apropiados medidos en la dirección de la sección transversal.

5.2. Análisis vectorial para la evaluación del tamaño de los bloques

La información fundamental requerida por la Teoría de Bloques, es la descripción de la orientación de cada plano de discontinuidad. Las discontinuidades se agrupan en conjuntos, cuyas orientaciones están descritas por 2 parámetros; el buzamiento y la dirección del buzamiento. La dirección del buzamiento es definida mediante el ángulo a partir de y hacia

x. El buzamiento, es medido a partir del ángulo vertical entre la dirección del buzamiento y el trazo de la discontinuidad en un plano horizontal. El rumbo de un plano es la traza de la intersección de este plano con una superficie horizontal y la mayoría de los geólogos utilizan el término para definir la orientación de un plano. Para eliminar toda ambigüedad posible cuando se habla de rumbo es necesario definir la dirección en que buza un plano.

5.2.1. Ecuaciones de líneas y planos

- Ecuación de una línea

Siendo X_1 el vector radio, que parte del origen al punto, X_i, Y_i, Z_i . Una línea con dirección X_1 a través del punto X_0, Y_0, Z_0 , está definida por el conjunto de puntos a lo largo de los vectores de una familia de vectores radio, de tal manera que:

$$\mathbf{x} = \mathbf{x}_0 + t \mathbf{x}_1 \quad (5-2)$$

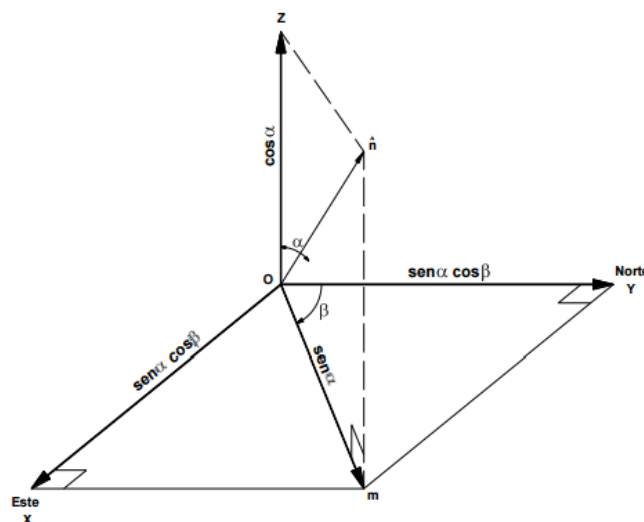
Donde X_0 es el vector radio que inicia en el origen al punto X_0, Y_0, Z_0 . El parámetro t toma cualquier valor negativo o positivo. La ecuación anterior puede ser transformada a una forma de coordenadas cartesianas, remplazando cada vector radio, por las coordenadas de su punta. Sustituyendo:

$$\mathbf{x} = X, Y, Z \quad \mathbf{x}_0 = X_0, Y_0, Z_0 \quad \mathbf{x}_1 = X_1, Y_1, Z_1 \quad (5-3)$$

Con esto, se generan 3 ecuaciones paramétricas:

$$X = x_0 + t x_1 \quad Y = y_0 + t y_1 \quad Z = z_0 + t z_1 \quad (5-4)$$

Figura 5-9 Sistema de coordenadas y direcciones cosenos de una normal: n , normal de la discontinuidad; m , proyección de n en el plano OXY; α , ángulo de buzamiento, β dirección del buzamiento.



Fuente: J. Zamudio (2011)

- **Ecuación de un plano**

Siendo \hat{n}_p el vector unitario, con dirección normal al plano P y X, siendo el vector radio partiendo del origen hacia cualquier punto del plano P. El plano P, está definido, como el conjunto de las puntas de los vectores radio X, de tal manera que:

$$\mathbf{x} \cdot \hat{n}_p = D \quad (5-5)$$

Donde D es una constante. Como se muestra en la Figura 5-10, D es la longitud de una perpendicular que parte del origen al plano. La ecuación inicial puede ser convertida a coordenadas cartesianas, mediante las siguientes sustituciones:

$$\begin{aligned} \mathbf{x} &= X, Y, Z \\ \hat{n}_p &= A, B, C \end{aligned} \quad (5-6)$$

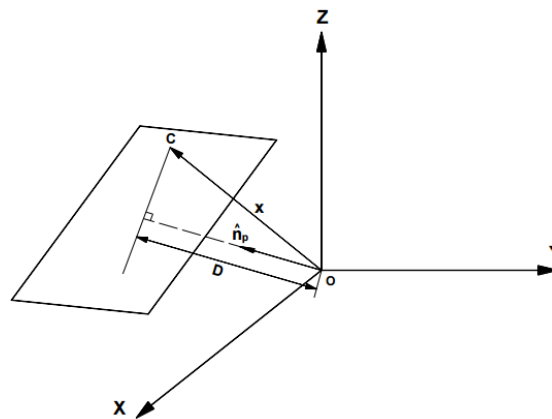
Para Obtener:

$$AX + BY + CZ = D \quad (5-7)$$

Tal como se muestra en la Figura 5-9, los valores de las coordenadas normales son:

$$\begin{aligned} A &= \text{sen} \alpha \text{ sen} \beta \\ B &= \text{sen} \alpha \text{ cos} \beta \\ C &= \text{cos} \alpha \end{aligned} \quad (5-8)$$

Figura 5-10 Ecuación de un plano



Fuente: J. Zamudio (2011)

- **La Intersección de un plano y una línea**

Un punto como C (Figura 5-10), donde una línea penetra un plano, puede ser descrito resolviendo simultáneamente las ecuaciones anteriores, Siendo X_0, Y_0, Z_0 , un punto en una línea que tiene una dirección de un vector radio X_1, Y_1, Z_1 ; y sustituyendo los valores para X, Y y Z en la ecuación de un plano y resolviendo para t, se tiene:

$$\begin{aligned}
 X &= \mathbf{x}_0 + t\mathbf{x}_1 \\
 Y &= \mathbf{y}_0 + t\mathbf{y}_1 \\
 Z &= \mathbf{z}_0 + t\mathbf{z}_1 ;
 \end{aligned}
 \quad
 \begin{aligned}
 AX + BY + CZ &= D ; \\
 A X_0 + tA X_1 + B X_0 + tB X_1 + C X_0 + tC X_1 &= D \\
 A X_0 + AtX_1 + BY_0 + BtY_1 + CZ_0 + CtZ_1 &= D \\
 AtX_1 + BtY_1 + CtZ_1 &= D - AX_0 - BY_0 - CtZ_1 \\
 t (AX_1 + BY_1 + CZ_1) &= D - AX_0 - BY_0 - CtZ_1
 \end{aligned}
 \quad (5-9)$$

Despejando a t:

$$t = \frac{D - AX_0 - BY_0 - CtZ_1}{AX_1 + BY_1 + CZ_1} \quad (5-10)$$

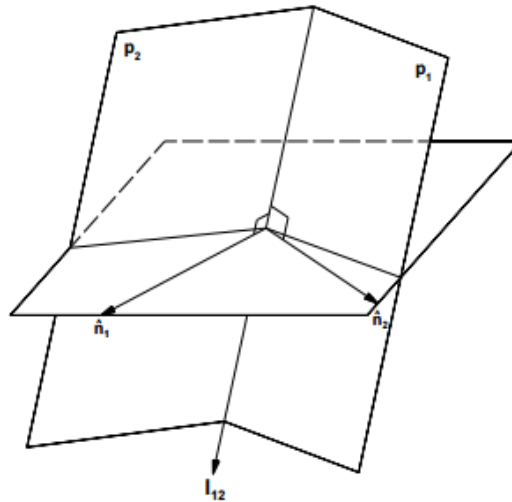
Y el vector radio partiendo del origen al punto de intersección de la línea y el plano tiene su punta en el punto X, Y, Z, dado por:

$$\begin{aligned}
 X &= x_o + t_o x_1 \\
 Y &= y_o + t_o y_1 \\
 Z &= z_o + t_o z_1
 \end{aligned}
 \quad (5-11)$$

- **La intersección de dos planos**

La intersección de 2 planos de discontinuidades, crea un borde común. Considérese los planos P_1 y P_2 (Figura 5-11) con una línea de intersección l_{12} . Siendo \hat{n}_1 y \hat{n}_2 las normales unitarias a los planos P_1 y P_2 .

Figura 5-11 Línea de Intersección de Dos Planos



Fuente: J. Zamudio (2011)

Debido a que la línea de intersección está contenida en cada plano, y como cada plano contiene únicamente las líneas perpendiculares a su normal, entonces l_{12} es perpendicular a ambos vectores normales unitarios (\hat{n}_1 y \hat{n}_2). Por definición, una línea que es perpendicular a otras dos líneas, se puede generar por el arreglo vectorial cruz. De esta manera, la línea de intersección entre P_1 y P_2 es paralela a:

$$\mathbf{I}_{12} = \hat{n}_1 \times \hat{n}_2 \quad (5-12)$$

Para transformar esta ecuación a coordenadas cartesianas, se convertirá $\hat{n}_1 = X_1, Y_1, Z_1$ y $\hat{n}_2 = X_2, Y_2, Z_2$ y siendo $\hat{x}, \hat{y}, \hat{z}$ los vectores unitarios paralelos a los ejes coordenadas, por lo tanto:

$$\hat{n}_1 \times \hat{n}_2 = \begin{bmatrix} \hat{x} & \hat{y} & \hat{z} \\ X_1 & Y_1 & Z_1 \\ X_2 & Y_2 & Z_2 \end{bmatrix} \quad (5-13)$$

$$\mathbf{I}_{12} = \hat{x} \begin{bmatrix} Y_1 & Z_1 \\ Y_2 & Z_2 \end{bmatrix} - \hat{y} \begin{bmatrix} X_1 & Z_1 \\ X_2 & Z_2 \end{bmatrix} + \hat{z} \begin{bmatrix} X_1 & Y_1 \\ X_2 & Y_2 \end{bmatrix}$$

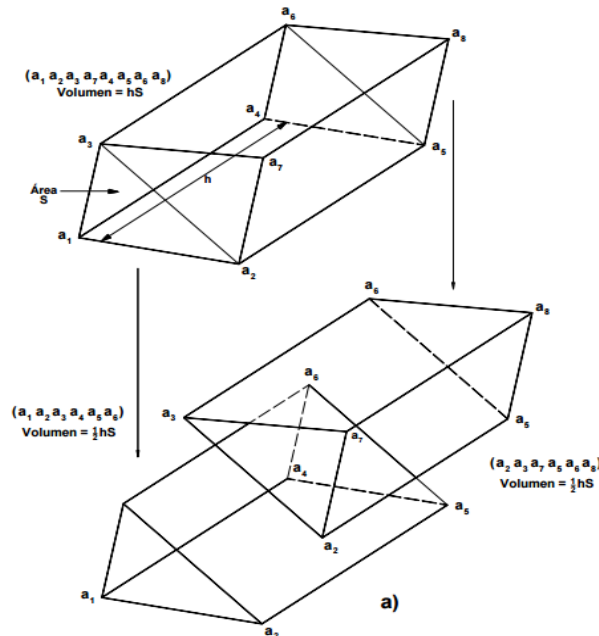
En forma cartesiana, tenemos:

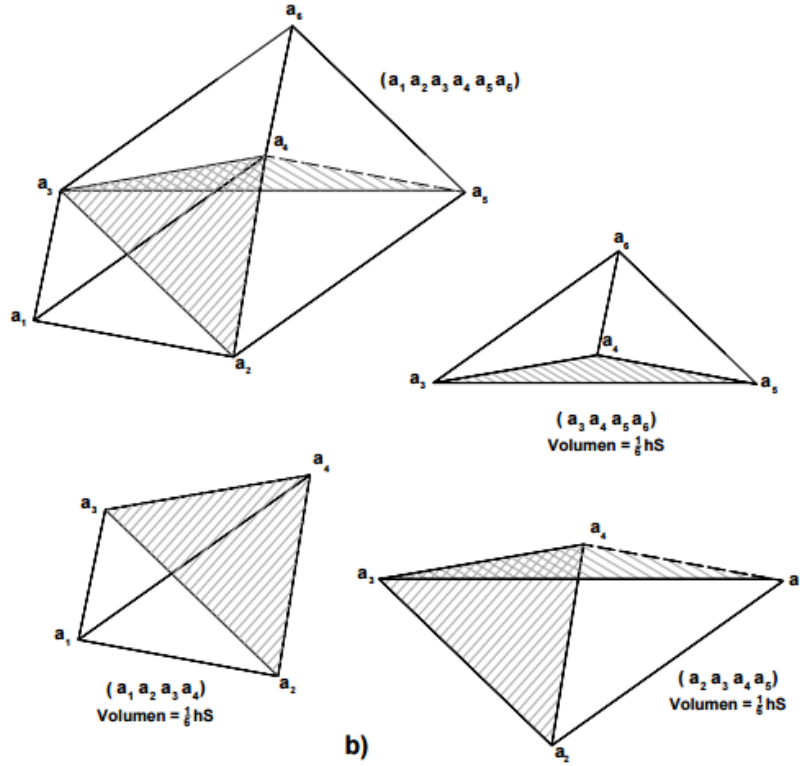
$$\mathbf{I}_{12} = [Y_1 Z_2 - Y_2 Z_1, X_2 Z_1 - X_1 Z_2, X_1 Y_2 - X_2 Y_1] \quad (5-14)$$

5.2.2. El volumen de un bloque tetraédrico

Un bloque de 4 lados puede ser idealizado como una parte de la división de un paralelepípedo, que se ha dividido en 6 partes, como se muestra en la Figura 5-12. Considérese el paralelepípedo dibujado en la Figura 5-12, con esquinas $a_1, a_2, a_3, a_4, a_5, a_6, a_7$, y a_8 . Primero se puede dividir en dos prismas triangulares de igual volumen, cortando a lo largo del plano a_2, a_3, a_5, a_6 , a su vez, cada uno de estos prismas puede ser dividido en tres tetraedros iguales, como se muestra en la figura 1.8b.

Figura 5-12 Subdivisión de un paralelepípedo en seis tetraedros de igual volumen. a) Subdivisión en dos prismas triangulares; b) División de cada prisma en tres tetraedros





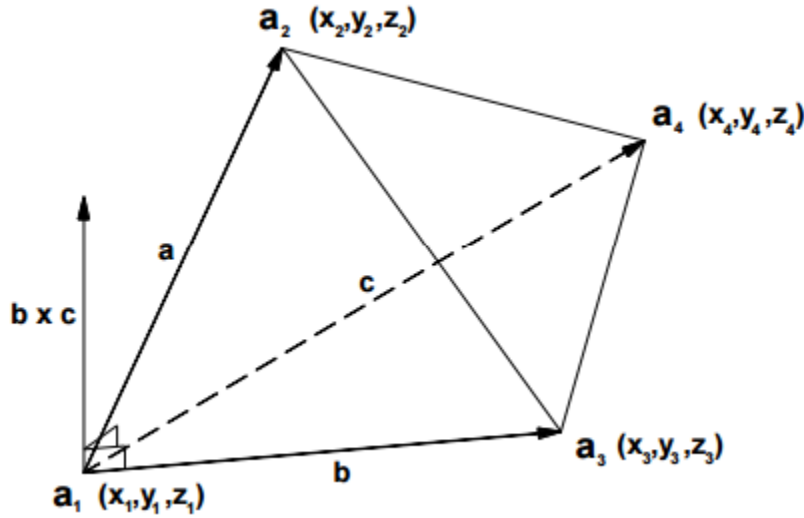
Fuente: J. Zamudio (2011)

Esto, finalmente, lleva a tetraedros con esquinas $a_1, a_2, a_3, a_4, a_2, a_3, a_5, a_6$ y a_3, a_4, a_5 y a_6 . Por definición, el volumen de un paralelepípedo es igual al producto del área (S) de su base multiplicada por su altura (h), esto finalmente conduce al hecho, de que cada tetraedro debe tener un volumen $1/6 \cdot S \cdot h$; lo cual se puede expresar en forma vectorial como:

$$V_{\text{tetraédro}} = \frac{1}{6} \mathbf{a} \cdot \mathbf{b} \times \mathbf{c} \quad (5-15)$$

Donde, como se muestra en la Figura 5-13, a, b, y c, son los 3 vectores límites (o bordes) que irradian desde cualquier vértice del tetraedro. Siendo a_1, a_2, a_3 y a_4 , las 4 esquinas de un tetraedro; y tomando 1 a como el vértice desde el cual irradian los vectores a, b y c.

$$\begin{aligned} \mathbf{a} &= X_2 - X_1, Y_2 - Y_1, Z_2 - Z_1 \\ \mathbf{b} &= X_3 - X_1, Y_3 - Y_1, Z_3 - Z_1 \\ \mathbf{c} &= X_4 - X_1, Y_4 - Y_1, Z_4 - Z_1 \end{aligned} \quad (5-16)$$

Figura 5-13 Denominación de los vectores para los bordes de un tetraedro

Fuente: J. Zamudio (2011)

Sustituyendo (I.19) en (I.18), el volumen del tetraedro expresado en forma de coordenadas cartesianas; se puede expresar como:

$$V = \frac{1}{6} \begin{bmatrix} X_2 - X_1 & Y_2 - Y_1 & Z_2 - Z_1 \\ X_3 - X_1 & Y_3 - Y_1 & Z_3 - Z_1 \\ X_4 - X_1 & Y_4 - Y_1 & Z_4 - Z_1 \end{bmatrix} \quad (5-17)$$

$$V = \frac{1}{6} \begin{bmatrix} 1 & X_1 & Y_1 & Z_1 \\ 1 & X_2 & Y_2 & Z_2 \\ 1 & X_3 & Y_3 & Z_3 \\ 1 & X_4 & Y_4 & Z_4 \end{bmatrix} = \frac{1}{6} \text{Det} \begin{bmatrix} 1 & X_1 & Y_1 & Z_1 \\ 1 & X_2 & Y_2 & Z_2 \\ 1 & X_3 & Y_3 & Z_3 \\ 1 & X_4 & Y_4 & Z_4 \end{bmatrix} \quad (5-18)$$

5.3. Procedimiento sugerido

Dado que en los Numerales 5.1 y 5.2.2, se exponen detalladamente dos procedimientos que permiten estimar el volumen de los Bloques Deslizantes, se dejará a consideración del Ingeniero la elección de cualquier alternativa, de acuerdo al mecanismo de falla, datos levantados en campo y demás aspectos que considere.

6. Análisis de Intensidad en Caída de Rocas

6.1. Trayectoria de los bloques

Para este trabajo de grado se asume que una vez se produce la falla del talud ($FS < 1$) por los mecanismos analizados, los bloques identificados como susceptibles se deslizan y caen, este movimiento es uno de los más comunes y sucede cuando una o varias rocas se movilizan a causa de una pequeña perturbación que hace cambiar su estado de reposo (I. Arango, 2014). El concepto para estudiar el fenómeno de la caída de rocas en un talud se fundamenta en un análisis de partícula, propuesto inicialmente por Hoek (1987); el modelo utilizado usa las mismas suposiciones de Hoek, pero con menos restricciones. Se usan tres algoritmos, el de partícula, el de proyectil y el de deslizamiento, Warren, (1998).

- Algoritmo de partículas: Hace posible que toda la simulación de parámetros sea válida y establece las condiciones iniciales para los otros algoritmos y para el arranque del algoritmo de proyectil.
- Algoritmo de proyectil: Es usado para calcular el movimiento de la roca a través del aire, saltando de un punto a otro. El programa hace las siguientes simplificaciones. Cada bloque de roca se modela como una partícula y se considera como un elemento infinitesimal, significando que no hay interacciones entre partículas, sólo con el talud y con las barreras.

Aunque la roca no tiene medidas se asume que tiene masa y ésta es utilizada únicamente para calcular la energía cinética. La masa se determina al inicio y permanece constante. No considera la fragmentación de la roca en la simulación. El valor de la masa puede ser estimado como un solo valor o como un valor aleatorio. No se tiene en cuenta la fricción del aire en las ecuaciones de movimiento.

El talud es representado como un conjunto de líneas rectas, conectadas una a una, no se pueden cruzar; las barreras y colectores también se representan por líneas. La barrera se modela mediante una línea que intersecta la geometría del talud y

dependiendo de las características físicas que se le asignen representará una barrera física.

El colector es también una línea imaginaria y tiene como función servir de referencia para el cálculo de los valores en el sitio de localización de la línea, también intersecta la geometría del talud.

- Algoritmo de deslizamiento: Es usado para calcular el movimiento de la roca mientras está en contacto con el talud (cuando desliza). El programa trabaja en dos posibles escenarios, en el primero la roca desliza pendiente abajo y en el segundo, cuesta arriba.

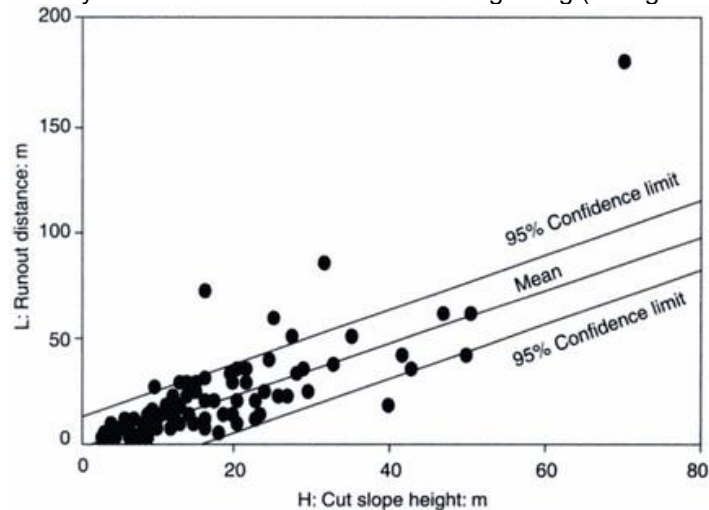
Se considera que el tramo de talud en el que la roca desliza es una línea recta con una longitud determinada, el talud tiene dos propiedades: pendiente (β) y fricción (Φ), este último se especifica como un solo valor o un rango aleatorio. Sólo se considera la velocidad tangencial al talud.

Existe gran variedad de métodos para evaluar la distancia de desplazamiento del deslizamiento, incluyendo modelos de cuerpo único, modelos continuos basados en métodos numéricos y métodos de observación. Entre los modelos de cuerpo único más ampliamente utilizados se encuentra el modelo "trineo" propuesto por Sassa (1988). En este modelo se supone que todas las pérdidas de energía durante el deslizamiento se disipa por fricción. El ángulo aparente (o coeficiente) de fricción, medido en la prueba de corte de anillo de alta velocidad, se usa como una medida de la cantidad de pérdida de fricción que puede ocurrir durante el movimiento y la fluidez de los desechos. Sin embargo, debe tenerse en cuenta que la deposición de la masa durante el movimiento puede tener una influencia marcada en el agotamiento (Wong y Ho, 1996). Como muchos deslizamientos de tierra cambian de masa durante el movimiento, el uso de un modelo de bloque deslizante en el que hay una masa constante puede conducir a la subestimación del agotamiento. Se han desarrollado una serie de modelos que tienen en cuenta la deposición durante el movimiento. (Por ejemplo, Hungr et al., 1984, Hungr y McClung, 1987, Van Gassen y Cruden, 1989).

El uso de modelos numéricos avanzados puede ayudar a determinar la distancia de viaje en fallas complejas y configuraciones topográficas irregulares. Wong y Ho (1996), por ejemplo, describen el uso de este enfoque para modelar la distancia de desplazamiento de los principales bloques de deslizamiento de tierra, se modelaron como pequeños elementos discretos, entre los cuales se permitió el deslizamiento, el impacto y la separación. También se tuvieron en cuenta las pérdidas de energía asociadas con el deslizamiento, el impacto y el amortiguamiento viscoso (Lee & Jones, 2004).

Las observaciones empíricas también se pueden usar para desarrollar una relación entre la distancia de viaje, la pendiente y las propiedades del material. Los datos típicos sobre la trayectoria de los escombros para los diferentes mecanismos y escalas de deslizamientos en Hon Kong se muestran en la Figura 6-1.

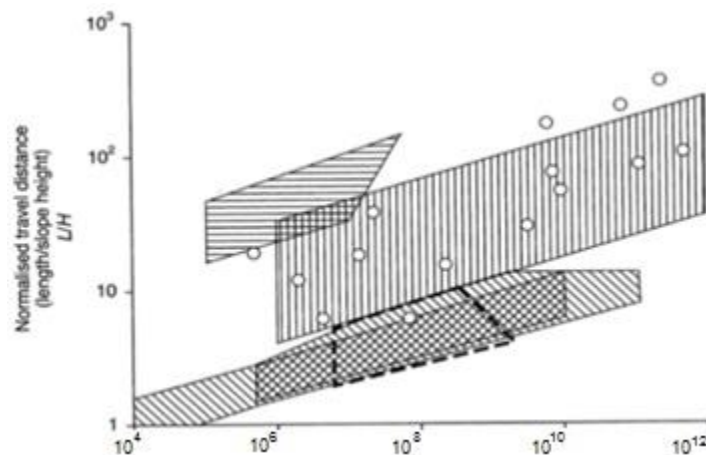
Figura 6-1 Trayectoria de deslizamientos en Hong Kong (Wong et al., 1997)



Fuente: Lee & Jones, 2004.

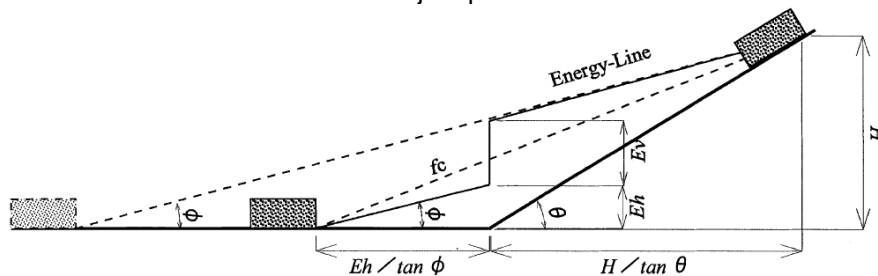
También se ha relacionado el volumen de deslizamiento con otros parámetros como la distancia de viaje, determinadas con base en relaciones empíricas, como las obtenidas por Leroueil, et al. (1996), mostradas en la Figura 6-2.

Figura 6-2 Relación entre volumen del deslizamiento y distancia de viaje (Leroueil et al., 1996).



Fuente: Lee & Jones, 2004.

Figura 6-3 Determinación de la distancia de viaje a partir de modelación cinemática del movimiento.



Fuente: Okura et al, 2000

6.2. Velocidad del movimiento

La velocidad de movimiento se puede considerar como el mejor parámetro para describir el potencial de daño, sin embargo, es muy difícil de predecir e incluso medir. Cruden y Varnes (1996) han utilizado la velocidad de movimiento como variable descriptiva de la magnitud de un deslizamiento de acuerdo con la Figura 6-4, pero estos valores deben ser utilizados sólo como indicativos del nivel potencial de daño (Rodríguez y Jiménez, 2009).

Figura 6-4 Escala de velocidad propuesta por Cruden y Varnes (1996).

Clase de velocidad	Descripción	Velocidad (mm/seg)	Velocidad Típica	Probable Importancia Destructiva
7	Extremadamente rápido			Catástrofe de mayor violencia, los edificios expuestos son totalmente destruidos por el impacto del material desplazado, muchas muertes.
6	Muy rápido	5×10^3	5 m/s	Algunas pérdidas de vidas humanas; velocidad demasiado grande, destrucción importante.
5	Rápido	5×10^1	3 m/min	Evacuación es posible; estructuras, bienes y equipos son destruidos.
4	Moderado	5×10^{-1}	1.8 m/hr	Algunas estructuras pueden mantenerse, si se encuentran a corta distancia frente a la masa desplazada, las estructuras localizadas en la masa desplazada son extensamente dañadas
3	Lento	5×10^{-3}	13 m/mes	Correctivos pueden llevarse a cabo durante el movimiento, algunas estructuras se puede mantener con trabajos frecuentes, si el movimiento total no es grande durante fase de aceleración.
2	Muy lento	5×10^{-5}	1.6 m/año	Algunas estructuras permanentes sin daños por el movimiento, si hay grietas se pueden reparar.
1	Extremadamente lento	5×10^{-7}	15 mm/año	Imperceptible sin instrumentación

Fuente: Rodríguez y Jiménez, 2009.

La distancia de viaje del deslizamiento y su velocidad determinan la extensión sobre la cual el deslizamiento, pendiente abajo, puede afectar las propiedades y las personas, y su posibilidad de escapar (Lee & Jones, 2004). La distancia de viaje de un deslizamiento es generalmente estimada en términos del ángulo de viaje (definido como la pendiente de una línea que une la punta de los bloques y la cresta del deslizamiento, este término también se define como ángulo de sombra). Los factores claves que influyen la distancia de viaje incluyen (Wong and Ho, 1996):

1. Características de la Pendiente: incluyendo la altura del talud, el gradiente, los materiales que forman la pendiente.
2. Mecanismos de Falla: Incluyendo el colapso de estructuras de suelo metaestables o sueltas que conducen a la generación de presiones de poros en exceso durante la falla, el grado de desintegración de la masa fallada, la fluidez, la naturaleza del movimiento de escombros y las características de la superficie del suelo sobre el cual viajan los escombros.

3. Las condiciones de la pendiente de descenso: incluyendo el gradiente del área de deposición, la existencia de irregularidades y obstrucciones, y la presencia de canales bien definidos.

6.3. Procedimiento sugerido

El cálculo de la fuerza de impacto comenzó con la modelación en Rocfall ® de la trayectoria de la roca a lo largo del talud. Para la ejecución de esta modelación fue necesario calcular los parámetros de entrada del programa, los cuales son los siguientes:

Propiedades del material del talud:

- Coeficiente de restitución normal (R_n): es la relación entre la velocidad normal en la ladera antes y después del impacto. Se determina por la rigidez de la superficie. Si es más deformable, el R_n es menor.
- Desviación estándar de R_n .
- Coeficiente de restitución tangencial (R_t): es la relación de velocidad paralela antes y después del impacto. Toma valores entre 0 y 1; si es 1 significa que no hay pérdida energética en el choque y 0 cuando se disipa toda la energía.
- Desviación estándar de R_t .
- Angulo de fricción interna (ϕ).
- Desviación estándar de ϕ .

Los coeficientes de restitución normal y tangencial se obtienen mediante teorías investigadas (Schweigl J et al, 2003), en las cuales se clasifica el tipo del material de la superficie del talud con dichos coeficientes, además de la desviación tal como se muestra en la Tabla 6-1.

Tabla 6-1 Coeficiente normal y tangencial de restitución (R_n y R_t)
(Modificada de Schweigl J et al, 2003)

Materiales en la superficie del talud	Coeficiente normal de restitución (R_n)	Coeficiente tangencial de restitución (R_t)
Lecho de roca limpio	0.53±0.04	0.99±0.04
Afloramientos de lechos de roca	0.35±0.04	0.85±0.04
Derrubios de ladera	0.32±0.04	0.82±0.04
Derrubios de ladera con vegetación	0.32±0.04	0.80±0.04
Escombros formados por elementos uniformemente distribuidos	0.30±0.04	0.70±0.04
Asfalto	0.40±0.04	0.90±0.04

Fuente: Rodríguez y Jiménez, 2009.

El material recomendado para la modelación en Rocfall ® es “Afloramientos de lechos de Roca”, entonces el coeficiente de restitución normal es de 0.35 con una desviación estándar

de 0.04 y el coeficiente de restitución tangencial es de 0.85 con una desviación estándar de 0.04.

Propiedades del bloque del talud:

- Velocidad horizontal inicial del bloque.
- Velocidad vertical inicial del bloque.
- Masa

La velocidad horizontal y vertical inicial del bloque se asumen cero, ya que este análisis parte del supuesto que una vez se produce la falla del talud ($FS < 1$) por cualquiera de los mecanismos, se produce una caída de los bloques identificados como susceptibles.

Conociendo los anteriores parámetros es posible proceder con la modelación de Rocfall®, realizando lo siguiente (Rivero y Mayorga, 2013):

- Definir los límites de las coordenadas, de tal manera que todo el dibujo se pueda visualizar.
- Definir la geometría del talud, es decir, se dibuja el perfil del talud según las condiciones geométricas.
- Definir los materiales y sus parámetros R_n , R_t , ϕ y las desviaciones, el material se nombra como "Afloramiento de Lecho de Roca".
- Asignar el material a la ladera que ya se encuentra dibujada.
- Definir las condiciones del material de la roca.
- Determinar el punto de partida de la trayectoria de la roca y asignar la masa de la roca, la velocidad inicial horizontal y vertical.
- Definir las condiciones de la modelación, tales como: el número de rocas utilizadas en el análisis, el número de localizaciones horizontales que equivalen al número de coordenadas en el eje x, elegir el tipo de análisis.

7. Aplicación de la metodología

En los anteriores capítulos se realiza una revisión de las metodologías existentes para estimar: susceptibilidad del macizo rocoso a deslizamientos, probabilidad de falla del macizo rocoso, tamaño de los bloques susceptibles a moverse y la intensidad de la caída de rocas; en cada uno de estos capítulos se ha sugerido un procedimiento que se ajuste adecuadamente a los objetivos propuestos para esta investigación, las cuales se aplicaran en este capítulo a una zona elegida.

7.1. Descripción de la zona

El área elegida para la aplicación de la metodología se localiza en el Proyecto objeto del Contrato de Concesión 003 de 2014, cuyo objeto es LA FINANCIACIÓN, CONSTRUCCIÓN, REHABILITACIÓN, MEJORAMIENTO, OPERACIÓN Y MANTENIMIENTO DEL CORREDOR HONDA - PUERTO SALGAR – GIRARDOT, desarrollado en los departamentos de Tolima, Caldas y Cundinamarca comprendiendo los siguientes tramos:

Girardot–Nariño, Nariño–Guataquí, Guataquí–Cruce a Paquilo, Cruce a Paquilo – Beltrán, Beltrán–Cambao, Cambao–Río Seco, Cruce vía 01-06 (Río Seco) – Puerto Bogotá, Puerto Bogotá–Puerto Salgar, Honda–La Dorada – El Korán.

Figura 7-1 Localización del proyecto



Fuente: Propia

Las vías actuales comprendidas en el Proyecto tienen una longitud total aproximada origen–destino de 190,13 km y su recorrido se desarrolla en los departamentos de Tolima, Caldas y Cundinamarca.

El propósito fundamental del corredor es desarrollar una vía primaria de altas especificaciones para garantizar la conexión sur –norte de la Troncal Central, uniendo los departamentos del centro sur del país en el sector de Flandes de la Concesión San Rafael por la margen derecha del Río Magdalena en el departamento de Cundinamarca, con el norte del país, en el sector de Puerto Salgar de la Concesión Ruta de Sol.

De este corredor vial se determinaron diferentes puntos críticos, de los cuales se eligió el localizado en la abscisa K14+850 dentro del sector denominado Unidad Funcional 2, el cual se muestra en las siguientes fotografías.

Fotografía 7-1 Fotografías del talud elegido para la implementación de la metodología



Fuente: Propia

El talud de análisis se encuentra localizado en el Sector 3, entre las abscisas K14+750 a K14+850 de la vía Girardot Cambao, allí se identificaron las unidades geológicas correspondientes al lleno de la vía, los depósitos de vertiente tipo talus, depósitos aluviales del río Magdalena y las calizas con chert del Nivel de Lodolitas y Areniscas.

El lleno corresponde a la estructura de pavimentos de la vía, en general es una mezcla de material limoso a limo arenoso de color café amarilloso, húmedo, de consistencia muy blanda y tenacidad media a alta. Tiene fragmentos de calizas grises y café claras meteorizadas, tamaños de hasta 0.05 m de diámetro, con forma subangular.

El depósito de vertiente tipo talus es producto de acumulación de material en la parte baja del talud como resultado de los procesos morfodinámicos hacia la parte superior. Tienen

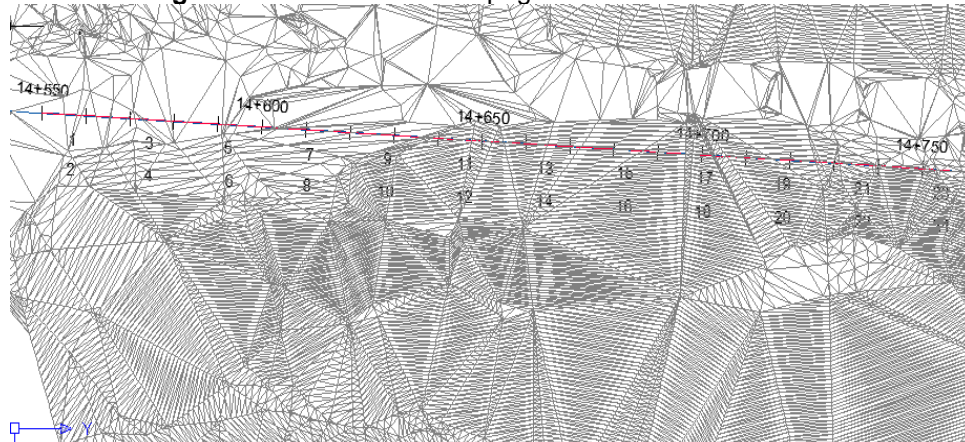
una matriz limosa con arenas, color variable de café naranja a café claro y gris oscuro, húmeda, muy blanda. Los bloques son de calizas de hasta 1,0 m en su mayor dimensión y con meteorización leve a moderada.

El depósito aluvial es matriz soportado. La matriz es de textura limosa color café oscuro a café rojizo, con arenas y gravas, húmeda, de consistencia blanda y tenacidad baja. Contiene fragmentos de calizas principalmente y chert, con tamaños hasta de 1.5 m, de forma subangular, leve a moderadamente meteorizados.

7.2. Levantamiento topográfico del talud

Para dar inicio a nuestro estudio se procede a realizar un levantamiento topográfico del talud localizado específicamente entre las abscisas K14+650 y el K14+750, tal como lo muestran las siguientes figuras:

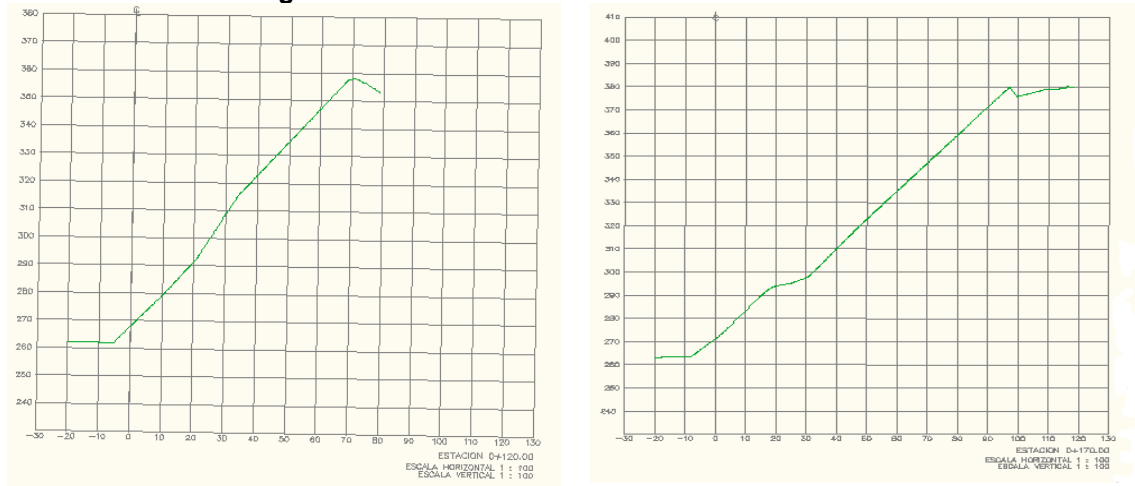
Figura 7-2 Levantamiento topográfico del talud de estudio

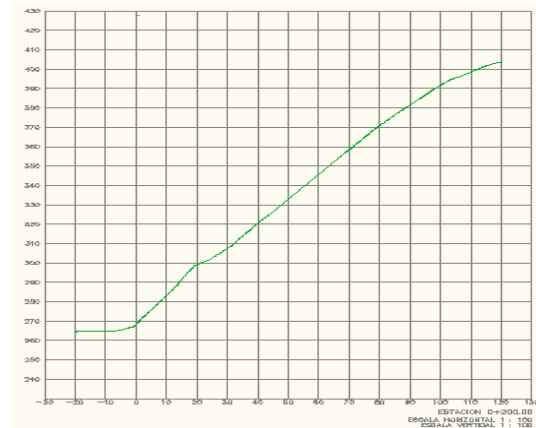
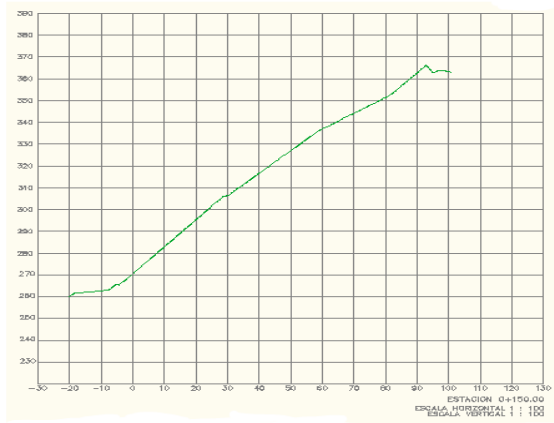


Fuente: Propia

De igual manera se realizaron diferentes cortes en secciones transversales con el fin de determinar la altura promedio del talud:

Figura 7-3 Secciones transversales del talud estudiado





Fuente: Propia

Una vez realizado el levantamiento topográfico y generadas las secciones transversales se realiza la medición de las alturas (diferencia entre cotas de inicio y fin del talud) y los buzamientos (ángulo formado entre el talud y la horizontal) del talud mediante AutoCad®, los cuales se resumen en la Tabla 7-1, adicionalmente se mide la orientación del talud en 310°.

De estos ejercicios se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla 7-2 Alturas y Buzamientos del Talud

Id	Altura	β
1	99,69	60,41
2	93,47	60,41
3	91	60,4
4	98,36	59,58
5	104,62	59,58
6	100,98	60,41
7	102,45	59,58
8	101,83	60,41
9	100,99	60,44
10	97,79	59,58
11	120,74	60,41
12	112,96	59,58
13	109,82	60,41
14	106,04	63,4
15	108,43	63,4
16	118	59,58
17	116,28	59,58
18	131,54	59,58

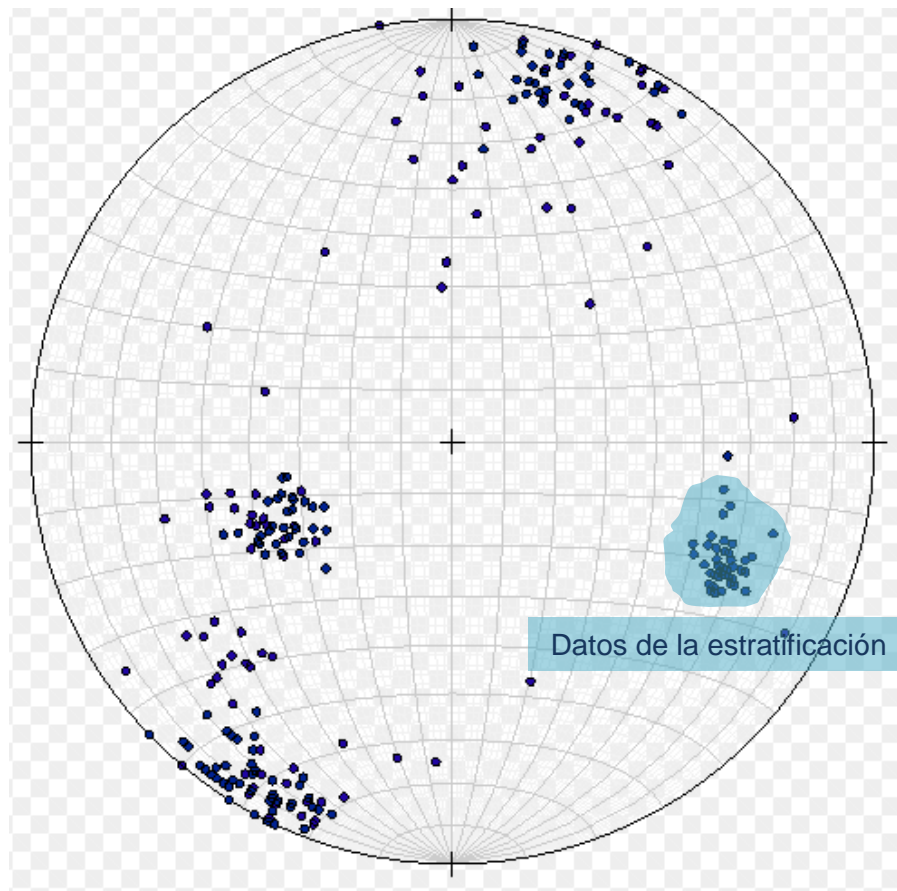
Id	Altura	β
19	135,19	59,58
20	136,79	59,58
21	137,68	55,29
22	137	54,91
23	137,66	60,41
24	137,97	58,83
25	136,28	60,41
26	137,07	63,4
27	135,83	63,4
28	133,54	63,4
29	130,24	63,4
Desviación Estándar	16,72	2,06
Promedio	117,59	60,32
Límite Superior	134,31	62,39
Límite Inferior	100,88	58,26

Fuente: Propia

7.3. Levantamiento estructural del macizo rocoso

Para realizar el levantamiento estructural del macizo se realizaron diferentes salidas a campo, contando con el acompañamiento de un geólogo y un grupo de estudiantes de la Maestría en Geotécnia de la Universidad Javeriana que permitió identificar las discontinuidades presentes en el talud. Como resultado de estos levantamiento se obtuvo un total de 301 datos, los cuales fueron objeto de análisis detallado. A continuación se muestran los polos de cada uno de los datos obtenidos.

Figura 7-4 Concentración de polos del talud



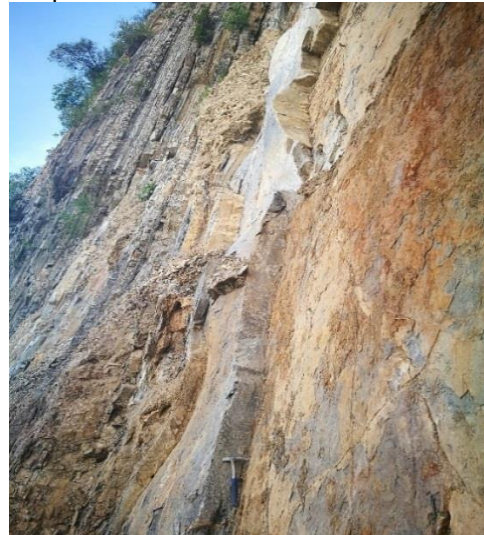
Fuente: Propia

De acuerdo con estas concentraciones, se identificaron cuatro familias de discontinuidades que afectan la estabilidad del macizo rocoso las cuales se describen brevemente a continuación:

7.3.1. Estratificación

En las siguientes fotografías se muestra la estratificación presente en el talud estudiado:

Fotografía 7-2 Estratificación presente en el talud



Fuente: Propia

De esta estratificación se levantó los siguientes datos en campo:

Tabla 7-3 Datos de levantamiento de la estratificación en campo

Id	α	B
1	299	59
2	295	53
3	273	55
4	283	57
5	280	55
6	291	65
7	292	64
8	292	57
9	292	59
10	297	63
11	293	61
12	290	60
13	297	67
14	292	60
15	299	60
16	295	61
17	295	59
18	299	62
19	295	60
20	292	55
21	295	61
22	294	58
23	285	56

Id	α	B
24	295	60
25	300	60
26	293	52
27	296	62
28	290	55
29	300	61
30	286	68
31	295	60
32	296	60
33	297	64
34	296	60
35	296	61
36	293	61
37	297	59
38	292	60
39	296	63
40	292	60
41	294	65
42	290	58
43	296	56
44	297	60
45	296	62
46	294	64

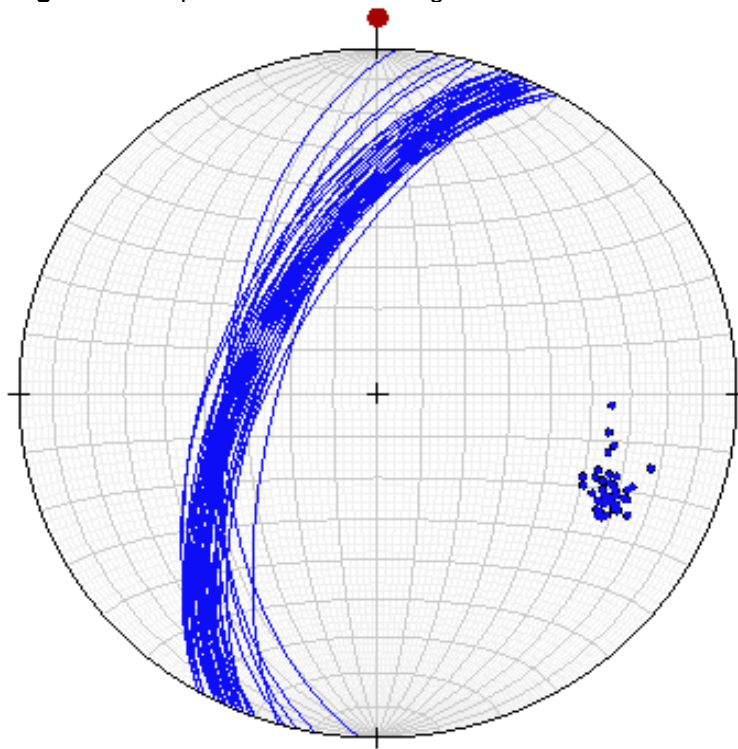
Id	α	B
47	297	58
48	296	60
49	296	61
50	294	62
Desviación Estándar	4,99	3,29

Id	α	B
Promedio	293,50	59,98
Límite Superior	298,49	63,27
Límite Inferior	288,51	56,69

Fuente: Propia

Estos datos fueron analizados mediante la red estereográfica y se obtuvo el siguiente resultado:

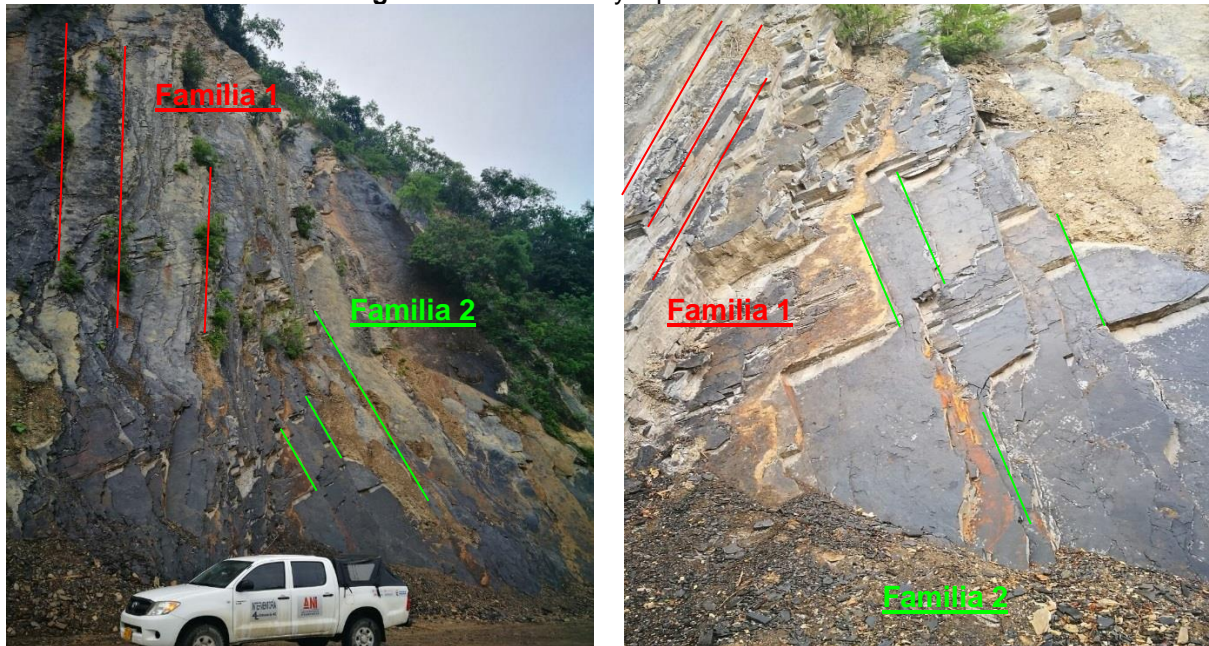
Figura 7-5 Representación estereográfica de la estratificación



Fuente: Propia

7.3.2. Familia de discontinuidades 1 y 2

En las siguientes fotografías se muestran algunos planos de discontinuidad correspondientes a las familias de discontinuidades denominadas “Familia 1” y “Familia 2”, las cuales inicialmente se habrían considerado como una sola familia, pero al realizar una revisión más detallada del macizo, se encontró grandes variaciones en su orientación e inclinación, las cuales al parecer están relacionadas con la antigüedad de los estratos.

Fotografía 7-3 Familia 1 y 2 presentes en el talud

De estas Familias de Discontinuidades se levantaron los siguientes datos en campo:

Tabla 7-4 Datos de levantamiento de familia 1 en campo

Id	α	β
1	28	90
2	30	85
3	35	87
4	36	76
5	26	90
6	42	85
7	37	87
8	36	76
9	26	90
10	32	85
11	38	87
12	33	76
13	25	90
14	30	85
15	33	87
16	37	76
17	32	90
18	36	85
19	34	87
20	38	76
21	28	90

Id	α	β
22	33	85
23	36	87
24	42	76
25	46	90
26	41	85
27	26	87
28	33	76
29	35	83
30	32	79
31	36	68
32	21	88
33	34	73
34	27	84
35	24	83
36	27	85
37	26	87
38	22	80
39	18	82
40	31	81
41	21	82
42	24	84

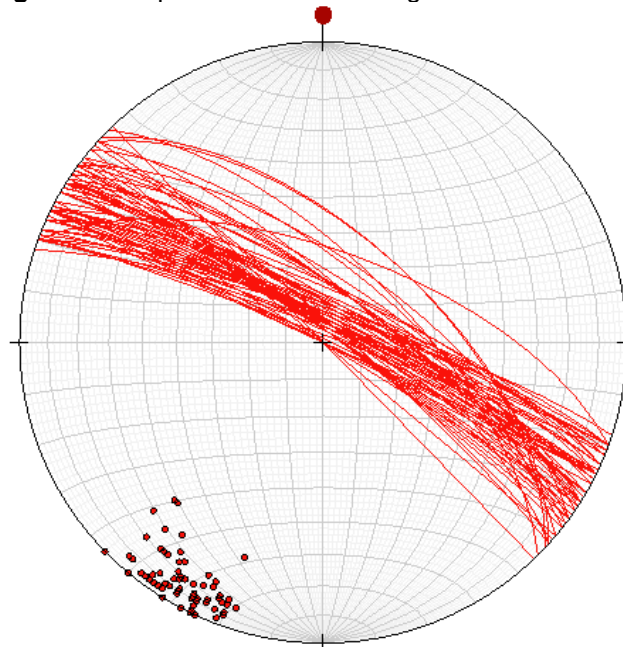
Id	α	β
43	28	80
44	20	82
45	27	83
46	24	76
47	27	83
48	24	78
49	26	84
50	31	80
51	26	79
52	20	86
53	42	61
54	26	85
55	26	89
56	30	80
57	20	65
58	20	85
59	40	70
60	43	61
61	32	82
62	40	70

Id	α	β
63	26	75
64	30	86
65	26	87
66	30	85
67	20	80
68	40	90
69	32	75
70	36	76
71	22	81
72	22	85
73	30	84
74	45	68
Desviación Estándar	6,87	6,80
Promedio	30,51	81,57
Límite Superior	37,38	88,37
Límite Inferior	23,65	74,76

Fuente: Propia

Estos datos fueron analizados mediante la red estereográfica y se obtuvo el siguiente resultado:

Figura 7-6 Representación estereográfica de la familia 1



Fuente: Propia

Tabla 7-5 Datos de levantamiento de familia 2 en campo

Id	α	β
1	201	80
2	192	73
3	200	70
4	195	72
5	205	89
6	210	87
7	215	84
8	190	85
9	200	84
10	193	76
11	200	81
12	210	85
13	200	84
14	192	76
15	200	70
16	195	72
17	205	89
18	210	87
19	215	84
20	190	85
21	200	84
22	193	76
23	200	81
24	210	85
25	200	84
26	192	76
27	196	82
28	200	81
29	215	84
30	190	85
31	183	83
32	190	71
33	195	75
34	194	74
35	200	74
36	184	76
37	198	78
38	195	75
39	194	84
40	190	76
41	192	80

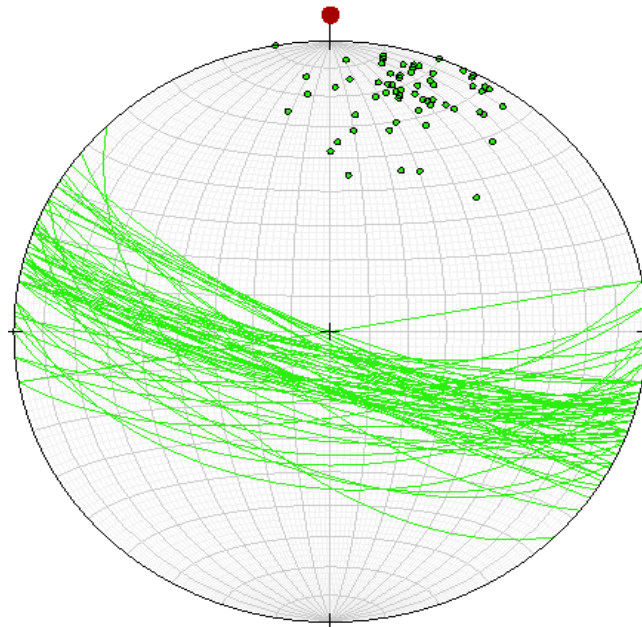
Id	α	β
42	186	59
43	194	74
44	192	80
45	196	85
46	200	70
47	201	74
48	196	82
49	194	79
50	190	83
51	218	72
52	207	89
53	207	52
54	200	70
55	198	75
56	195	73
57	186	64
58	194	80
59	182	55
60	195	61
61	181	73
62	208	85
63	200	90
64	170	90
65	211	87
66	197	85
67	170	66
68	213	78
69	207	88
70	175	77
71	175	71
72	202	50
73	225	55
74	207	75
75	202	73
76	190	86
77	196	84
78	186	45
79	203	66
80	180	52
81	196	64

Id	α	β
82	202	75
83	205	75
84	212	78
Desviación Estándar	10,42	9,83

Id	α	β
Promedio	197,30	76,45
Límite Superior	207,72	86,28
Límite Inferior	186,88	66,62

Fuente: Propia

Figura 7-7 Representación estereográfica de la familia 2



Fuente: Propia

7.3.3. Familia de discontinuidades 3

En las siguientes fotografías se muestran algunos planos de discontinuidad correspondientes a la familia de discontinuidades denominadas “Familia 3”:

Fotografía 7-4 Familia 3 presente en el talud



Fuente: Propia

De esta Familia de Discontinuidades se levantaron los siguientes datos en campo:

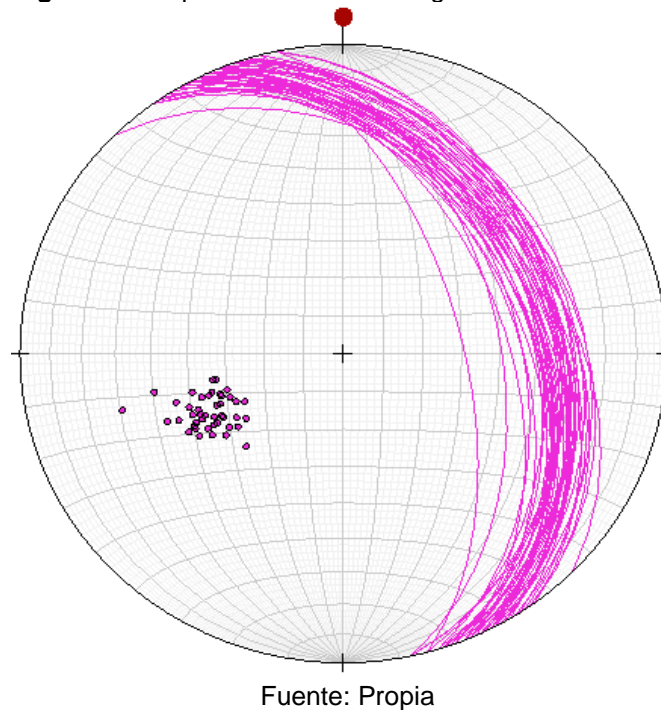
Tabla 7-6 Datos de levantamiento de familia 3 en campo

Id	α	β
1	45	35
2	65	30
3	68	49
4	55	30
5	65	30
6	60	37
7	73	35
8	67	35
9	45	35
10	65	30
11	68	49
12	55	30
13	65	30
14	60	37
15	73	35
16	67	35
17	45	35
18	65	30
19	68	49
20	55	30
21	65	30
22	60	37
23	73	35
24	67	35
25	60	37
26	67	35
27	65	39
28	63	37
29	70	33
30	67	34
31	54	37
32	58	32
33	57	40
34	61	35
35	63	43
36	63	28

Id	α	β
37	68	31
38	71	33
39	59	43
40	56	35
41	64	40
42	62	43
43	60	40
44	58	32
45	72	38
46	78	33
47	67	46
48	64	42
49	72	36
50	78	34
51	72	31
52	73	45
53	75	60
54	75	40
55	67	42
56	54	33
57	62	45
58	60	38
59	62	35
60	68	40
61	70	42
62	66	40
63	64	40
64	78	50
Desviación Estándar	7,42	6,13
Promedio	64,33	37,19
Límite Superior	71,75	43,32
Límite Inferior	56,91	31,06

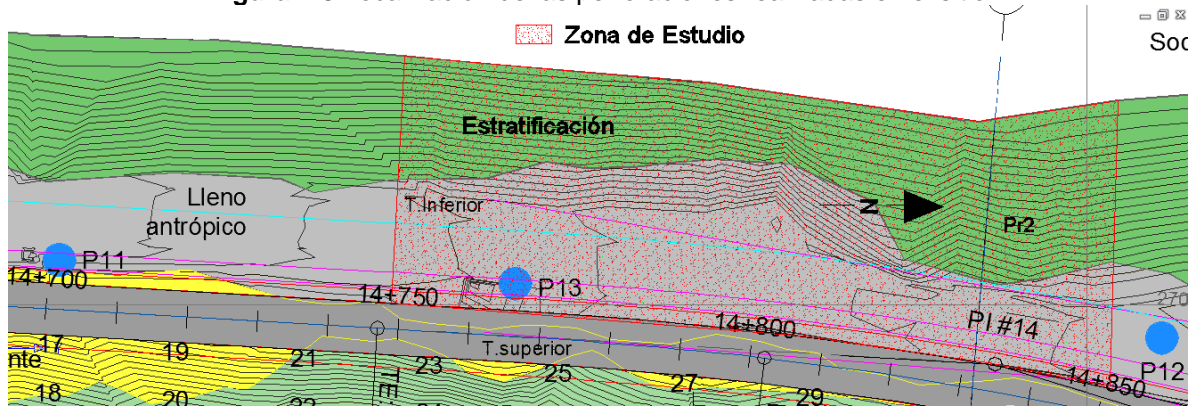
Fuente: Propia

Estos datos fueron analizados mediante la red estereográfica y se obtuvo el siguiente resultado:

Figura 7-8 Representación estereográfica de la familia 3

7.4. Determinación de parámetros geotécnicos

Para la caracterización geotécnica del talud, la Concesión Alto Magdalena S.A.S. elaboró tres perforaciones en el sitio, localizadas de acuerdo a la siguiente figura:

Figura 7-9 Localización de las perforaciones realizadas en el sitio

A continuación, se muestra el resumen y resultados de ensayos obtenidos en las perforaciones 11, 12 y 13:

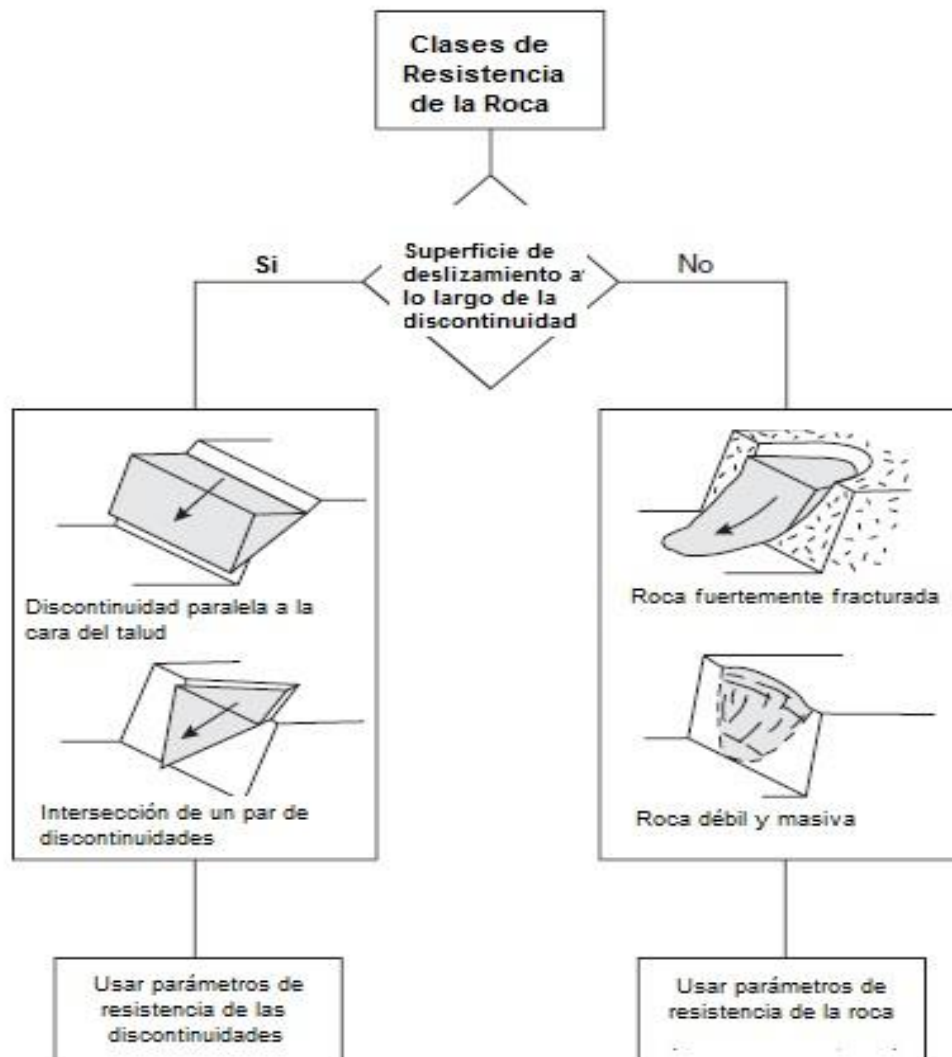
Tabla 7-7 Resumen de resultados obtenidos en las perforaciones realizadas				
Id.	Parámetro	P 11	P 12	P 13
1	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	73,52	-	26,55

Tabla 7-7 Resumen de resultados obtenidos en las perforaciones realizadas				
Id.	Parámetro	P 11	P 12	P 13
2	RQD (%)	16	0	0 – 34

Fuente: Propia

Para la estimación de la cohesión y el ángulo de fricción que se empleara en los cálculos que se realicen más adelante, se realizó un análisis basándose las condiciones geológicas del macizo rocoso estudiado, de acuerdo a lo relacionado en la Figura 7-10, donde puede verse que las superficies de deslizamiento pueden formarse a lo largo de superficies de discontinuidad o a través de la roca, esto cobra importancia en todo el análisis de la estabilidad talud para definir si es necesario usar las propiedades de resistencia de las discontinuidades o de la roca.

Figura 7-10 Sugerencia para seleccionar parámetros de resistencia del macizo rocoso



Fuente: Wyllie y Mah, 2004.

De acuerdo a lo anterior y teniendo en cuenta lo evidenciado en campo, se decide adoptar los parámetros de resistencia de las discontinuidades ya que la superficie de deslizamiento se encuentra gobernada por las familias de discontinuidades presentes en el macizo rocoso.

El ángulo de fricción del material de roca está relacionado con el tamaño y la forma de los granos expuestos en la superficie de fractura. Por lo tanto, una roca de grano fino tiende a tener un ángulo de fricción bajo, mientras que una roca de grano grueso tal como el granito, tendrá un ángulo de fricción alto. En la Tabla 7-8 y en la Tabla 7-9 Tabla se muestran rangos típicos de ángulos de fricción para una variedad de tipos de rocas:

Tabla 7-8 Valores típicos del ángulo de fricción			
Clase de Roca	Tipo de Roca	Resistencia a Compresión Simple (Mpa)	Ángulo de Fricción Φ en grados
Sedimentaria	Caliza	50 - 200	33 – 40
	Marga	5 – 15	-----
	Arenisca	50 – 150	25 – 35
	Limolita	5 – 200	27 – 31
	Esquistos	50 – 100	27

Fuente: Oyanguren & Monge (2004)

Tabla 7-9 Valores típicos del ángulo de fricción		
Clase de Roca	Ángulo de Fricción	Tipos de Roca Típica
Baja Fricción	20° – 27°	Esquisto (alto contenido de mica), pizarra, marga.
Media Fricción	27° - 34°	Arenisca, Limolita, gneis, pizarra
Alta Fricción	34° - 40°	Basalto, granito, piedra caliza, conglomerado

Fuente: Wyllie & Mah (2005)

Los ángulos de fricción relacionados en las anteriores tablas deben usarse solo como una guía porque los valores reales variarán ampliamente con las condiciones del sitio, por lo tanto se recomienda efectuar pruebas de laboratorio de corte directo para analizar muestras de roca con una discontinuidad y determinar el ángulo de fricción, para realizar estas pruebas existen dos categorías de equipos de: los equipos portátiles y los equipos de laboratorio, sin embargo, las únicas que cuentan con estandarización son las pruebas en laboratorio.

Para realizar las pruebas en laboratorio se sugiere emplear el equipo de corte directo mostrado en la Figura 7-11, en este ensayo, se aplica una carga normal a la discontinuidad en una primera fase de consolidación y luego, en la segunda fase se aplica una carga tangencial hasta llegar al punto de rotura. En ambas fases, se lleva el control de los desplazamientos tanto en dirección normal como en dirección tangencial. En la segunda, debe tenerse en cuenta la aparición de dos resistencias distintas, la resistencia pico y la residual. La primera (resistencia pico) surge debido a que (en un punto de la fase dos) la carga tangencial desciende y luego pasa a ser constante, siendo ésta una de las dos formas en que se puede presentar la carga, por lo que en la segunda (resistencia residual), se

suele mantener siempre la carga tangencial constante. Si se toma como base el ensayo de corte para encontrar la resistencia de las discontinuidades, se obtiene una relación entre la tensión tangencial (corte) que produce el deslizamiento de los bloques a través de la discontinuidad y la tensión normal media aplicada sobre el plano de la discontinuidad Hernández K. (2014). Sin embargo, considerando que el alcance de esta investigación no contempla la ejecución de ensayos de laboratorio se adopta un ángulo de fricción que varía entre 33° y 36° .

Figura 7-11 Equipo de corte directo de laboratorio



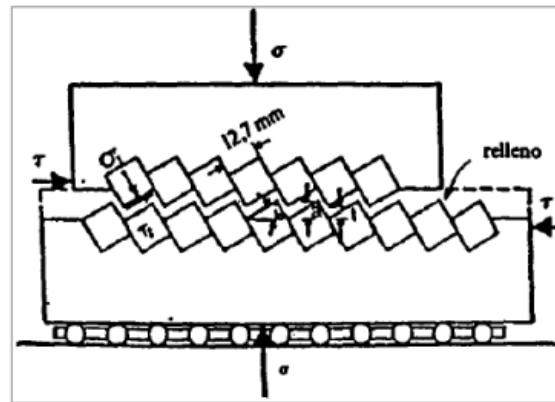
Hernández K. (2014)

Con relación al relleno de las discontinuidades y el efecto que tiene en la resistencia dado el caso que se encuentre rellena de algún material su aporte dependerá de: mineralogía del material del relleno, gradación y tamaño de las partículas, contenido de agua y permeabilidad, movimientos anteriores, rugosidad de las paredes, ancho, fracturación de las paredes, grado de meteorización y potencial de expansión del relleno. Dado lo anterior, Ladanyi & Archambault (1977) emplearon un aparato de corte directo, mostrado en la Figura 7-12, con el fin de determinar la resistencia al corte en estos casos en los que se tienen las discontinuidades rellenas de algún suelo. Concluyeron que existen dos (2) maneras de representar analíticamente la resistencia de las juntas rellenas, estas son:

- La primera en el que las irregularidades permanecen intactas durante el corte, caracterizándose porque las juntas son naturales con irregularidades planas y sin ondulaciones y están sometidas a presiones normales bajas y con un relleno débil o poco resistente.
- La segunda corresponde al punto en que las irregularidades se rompen, siendo dichas irregularidades muy inclinadas, rellenas con un material friccional de poco espesor y sometidas a presiones normales altas.

Sin embargo, suele ser difícil medir la cohesión en una discontinuidad con la prueba de corte directo debido a que si la cohesión es muy baja, puede que no sea posible obtener una muestra no alterada.

Figura 7-12 Esquema del aparato de corte directo para el ensayo de juntas rellenas

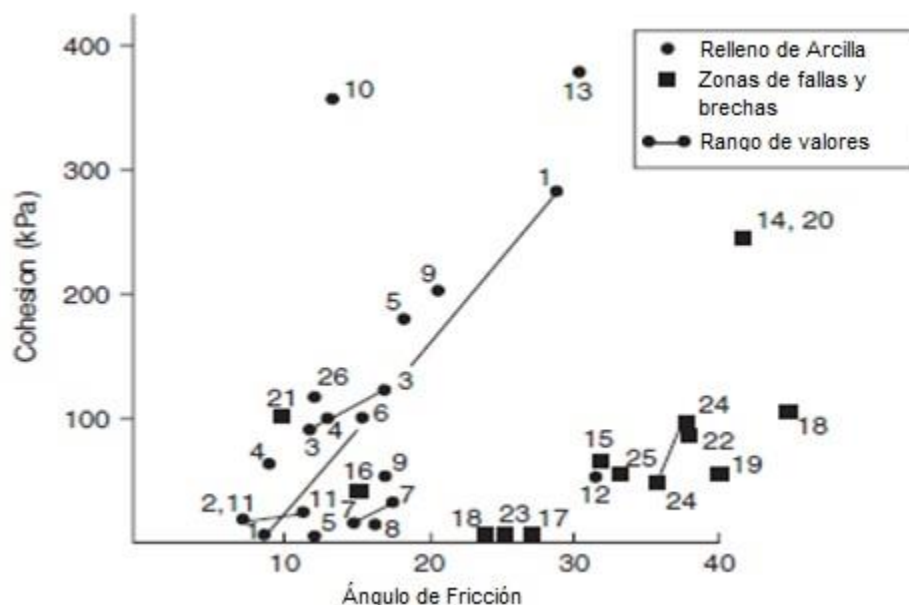


Ladanyi & Archambault (1977)

La Figura 7-13 es un gráfico de los resultados de las pruebas de corte directo realizadas para determinar el ángulo de fricción y la cohesión de las discontinuidades con relleno (Barton, 1974). El análisis de los resultados de los ensayos muestra que los rellenos se pueden dividir aproximadamente en dos grupos:

- **Arcillas:** Montmorillonita y arcillas bentónicas con vetas de carbón tienen ángulos de fricción que varían de aproximadamente 8° a 20° y valores de cohesión que van desde 0 kPa a aproximadamente 200 kPa. Algunos valores de cohesión se midieron hasta 380 kPa, lo que probablemente estaría asociado con arcillas muy rígidas.
- **Zonas de fallas y brechas:** El material formado en zonas de fallas en rocas como el granito, diorita, basalto y caliza pueden contener además de arcilla fragmentos granulares. Estos materiales tienen ángulos de fricción que van desde aproximadamente 25° a 45° y valores de cohesión que van desde 0 kPa hasta aproximadamente 100 kPa.

Figura 7-13 Valores típicos ángulo fricción y cohesión en discontinuidades con relleno



- | | |
|-------------------------------------------------------|----------------------------------------------------|
| 1. Esquisto Bentonita | 14. Basalto Arcilloso |
| 2. Bentonita con Betas de Tiza | 15. Arcilla en Prueba Triaxial |
| 3. Bentonita en Capas Delgadas | 16. Dolomita Alterada por Estratos de Arcilla |
| 4. Bentonita en Pruebas Triaxiales | 17. Diorita |
| 5. Arcilla Sobreconsolidada | 18. Granito con relleno arcilloso |
| 6. Caliza, con rellenos de 10 – 20 mm de arcilla | 19. Granito con Intermediaciones de Marga Arenosa |
| 7. Lignito con Contacto Arcilloso Subyacente | 20. Granito |
| 8. Estratos de Carbón | 21. Lignito |
| 9. Caliza, con rellenos < 1 mm de arcilla | 22. Caliza / Lignito |
| 10. Arcilla Montmorillonita | 23. Caliza |
| 11. Montmorillonita | 24. Cuarzita |
| 12. Esquisto / Cuarzita, Estratificaciones de arcilla | 25. Pizarras |
| 13. Esquisto / Cuarzita, Estratificaciones de arcilla | 26. Calizas con Rellenos de Arcillas de 10 – 20 mm |

Fuente: Willie y Mah (2005)

Sin embargo, considerando que el alcance de esta investigación no contempla la ejecución de ensayos de laboratorio se adopta una Cohesión que varía entre 100 y 140 KPa para la estratificación.

Finalmente para la estimación del peso unitario del material rocoso, el cual se define como la relación de su peso con su volumen bruto; la medida de la masa de la muestra de material rocoso es directa a través de una balanza, sin embargo la medida del volumen bruto de la muestra puede abordarse por dos métodos, dependiendo del tipo de muestra que se dispone, estos son: por medidas con calibrador para cuerpos de prueba de forma geométrica regular y por el principio de Arquímedes para muestras de formas irregulares. En el método del calibrador se usa un micrometro para obtener las medidas geométricas de la muestra que es cortada con precisión a una forma geométrica regular, como un cubo, prisma o cilindro. Para el caso de muestras irregulares se sugiere emplear el siguiente procedimiento:

- Pesar cada una de las muestras en seco.
- Aplicar a cada muestra parafina fundida para evitar que penetre agua a los poros.
- Pesar las muestras con parafina.
- Obtener el peso sumergido de cada muestra.

Posteriormente se aplica la siguiente ecuación:

$$\rho = \frac{PAS}{\left[\frac{(PAP - PSP)}{\rho_{H_2O}} - \frac{(PAP - PAS)}{\rho_P} \right]} \quad (7-1)$$

Donde:

- ρ : Densidad (aparente) de la roca intacta [gr/cc]
 ρ_{H_2O} : Densidad del agua ≈ 1 [gr/cc] a $T = 20^\circ C$
 ρ_P : Densidad de la parafina $\approx 0,9$ [gr/cc] a $T = 20^\circ C$
 PAS : Peso de la probeta de roca seca [gr]
 PAP : Peso de la probeta cubierta en parafina seca [gr]
 PSP : Peso de la probeta cubierta en parafina sumergida en agua [gr].

Sin embargo, considerando que el alcance de esta investigación no contempla la ejecución de ensayos de laboratorio se adopta un peso unitario para la roca sana de 26 kN/m³.

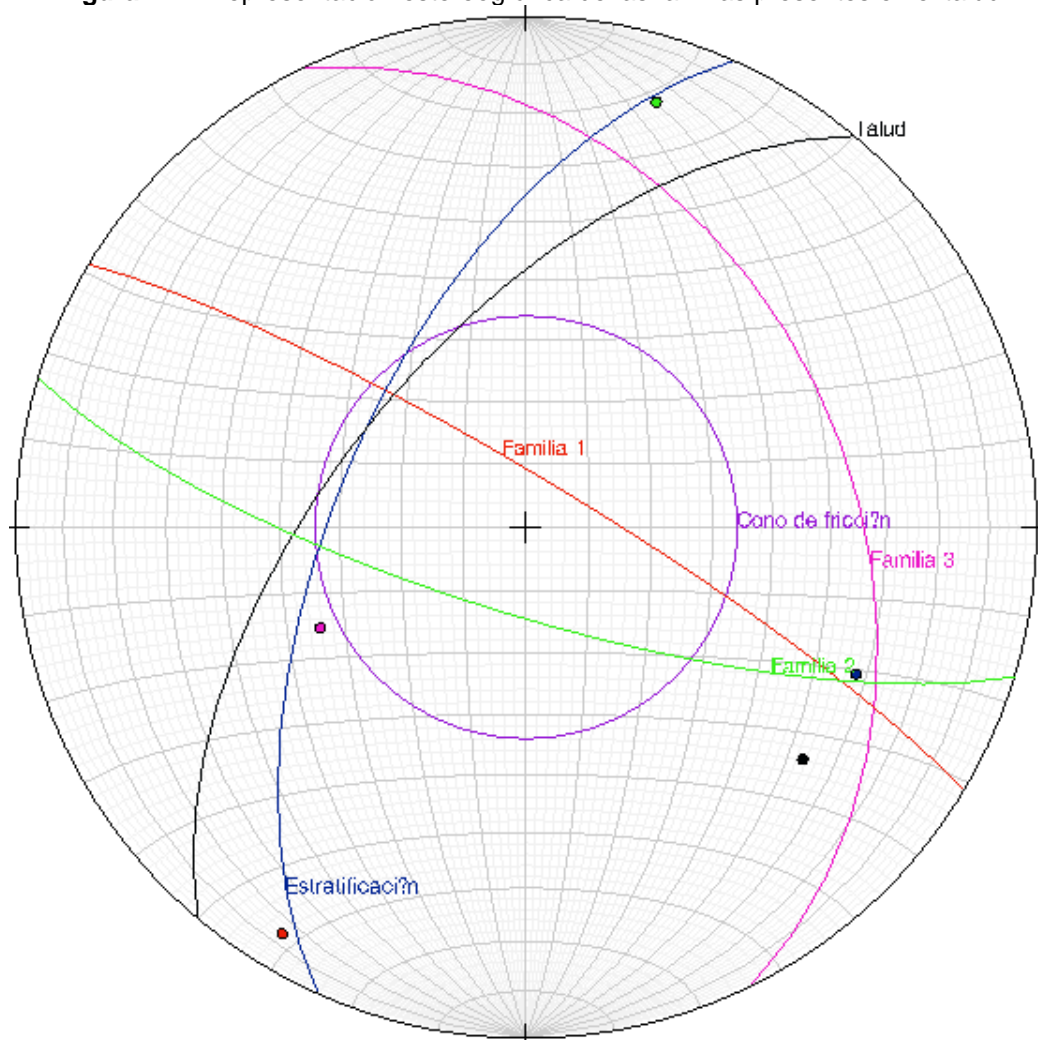
7.5. Evaluación de la susceptibilidad del macizo rocoso

Para realizar la valoración de la susceptibilidad del macizo rocoso se realizan los siguientes pasos:

7.5.1. Análisis de posibilidad cinemática

De acuerdo a lo descrito en el Numeral 3.3, se realiza la evaluación de la posibilidad cinemática de acuerdo a las características estructurales del talud y de las familias de discontinuidades presentes, así:

Figura 7-14 Representación estereográfica de las familias presentes en el talud



Fuente: Propia

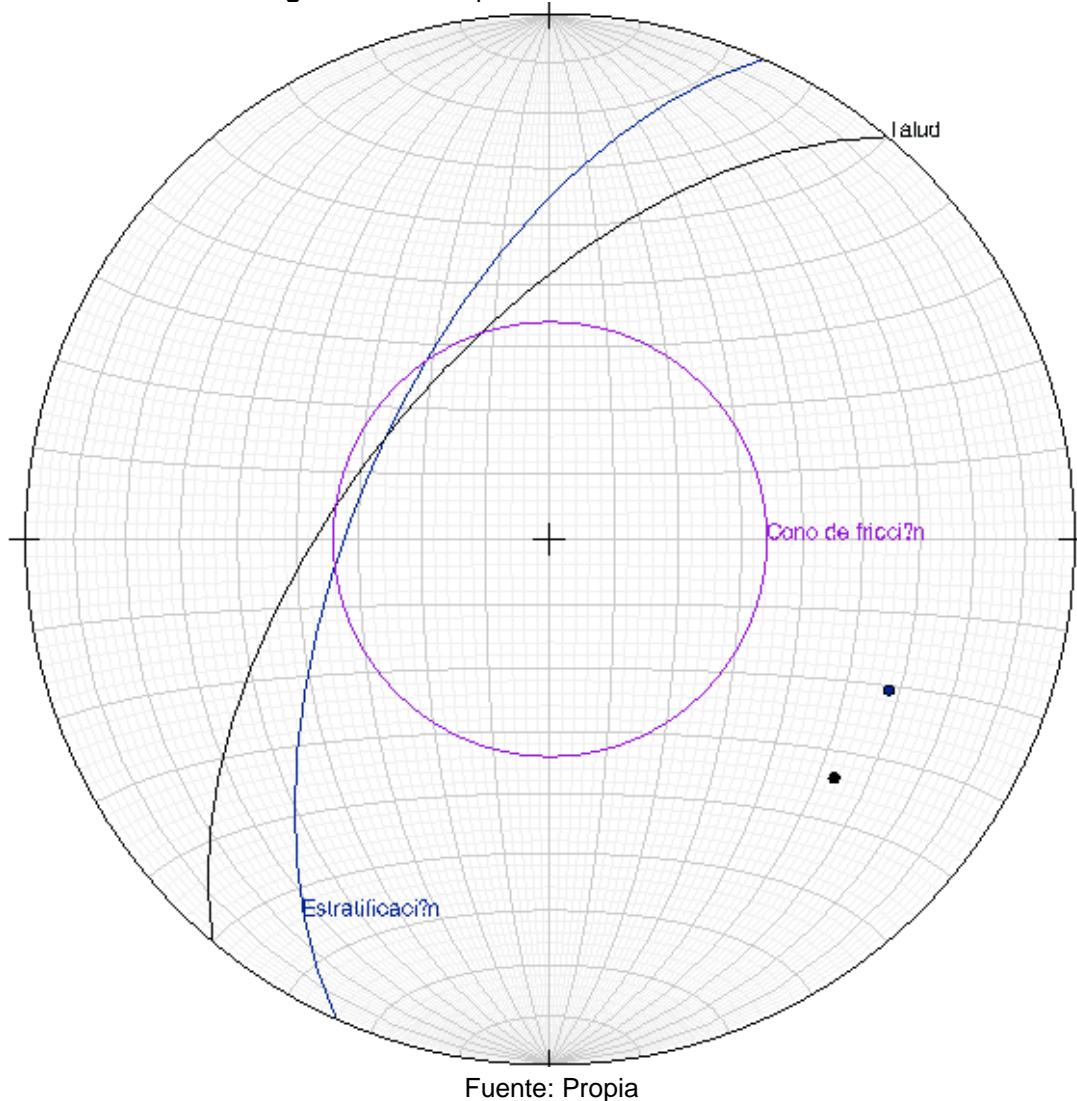
Para falla planar:

- **Estratificación – Talud:**

Se realiza un análisis sobre la influencia que genera la estratificación sobre la estabilidad del talud, como resultado de este análisis se obtiene que se cumplen todas las condiciones cinemáticas para que se presente una falla planar.

Condición	$ \alpha_t - \alpha_d \leq 20^\circ$	$\beta_d > 0$	$\beta_d < \beta_t$	Posibilidad de Falla
Valoración	$ 310 - 293,50 \leq 20^\circ$	$59,98 > 34$	$59,98 < 60,3$	<u>Planar</u>
Cumplimiento	SI	SI	SI	SI

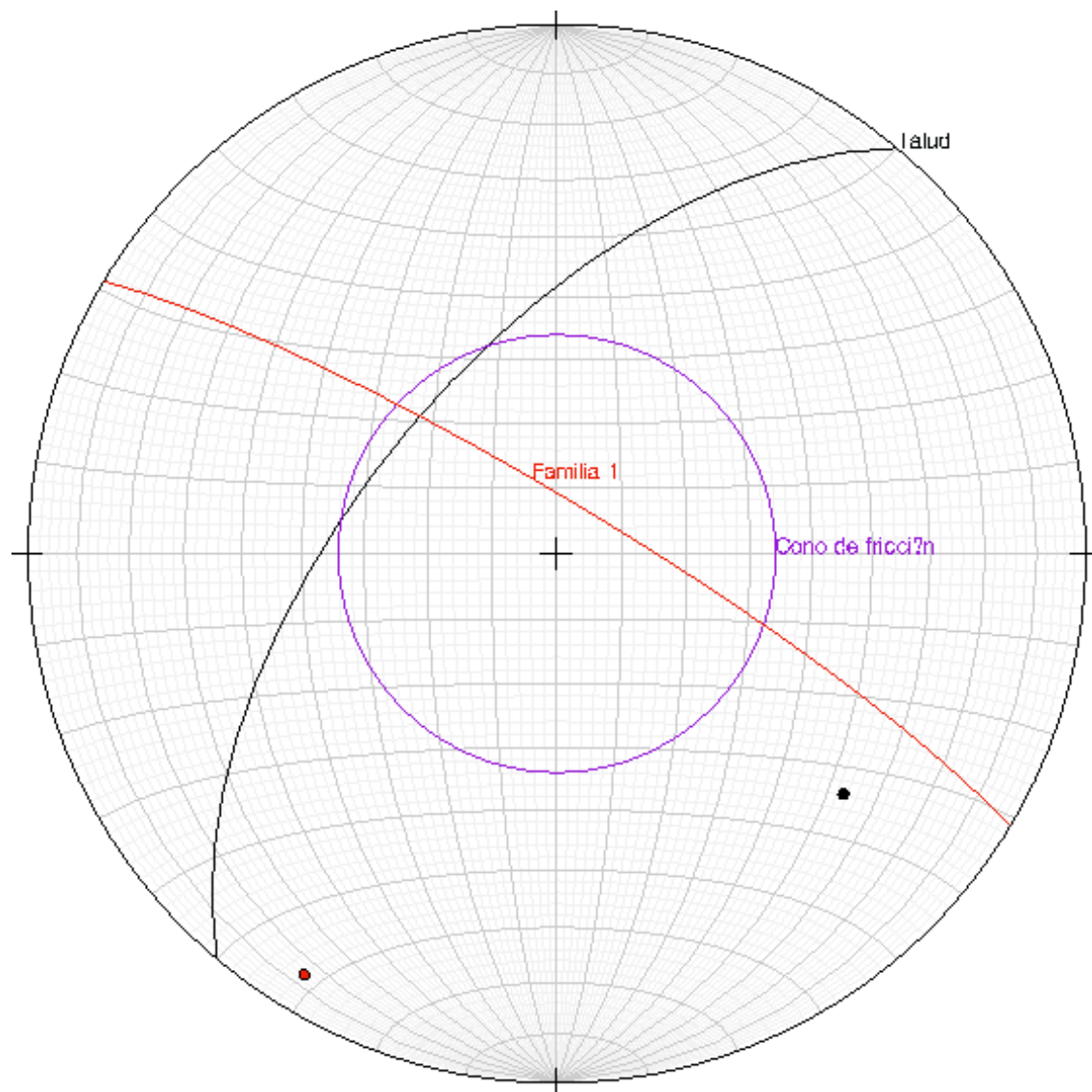
Figura 7-15 Falla planar – Estratificación – Talud



- **Familia 1 – Talud:**

Se realiza un análisis sobre la influencia que genera la familia 1 sobre la estabilidad del talud, como resultado de este análisis se obtiene que NO se cumplen todas las condiciones cinemáticas para que se presente una falla planar.

Condición	$ \alpha_t - \alpha_d \leq 20^\circ$	$\beta_d > 0$	$\beta_d < \beta_t$	Posibilidad de Falla
Valoración	$ 310 - 31 \leq 20^\circ$	$82 > 34$	$82 < 60,3$	<u>Planar</u>
Cumplimiento	NO	SI	NO	NO

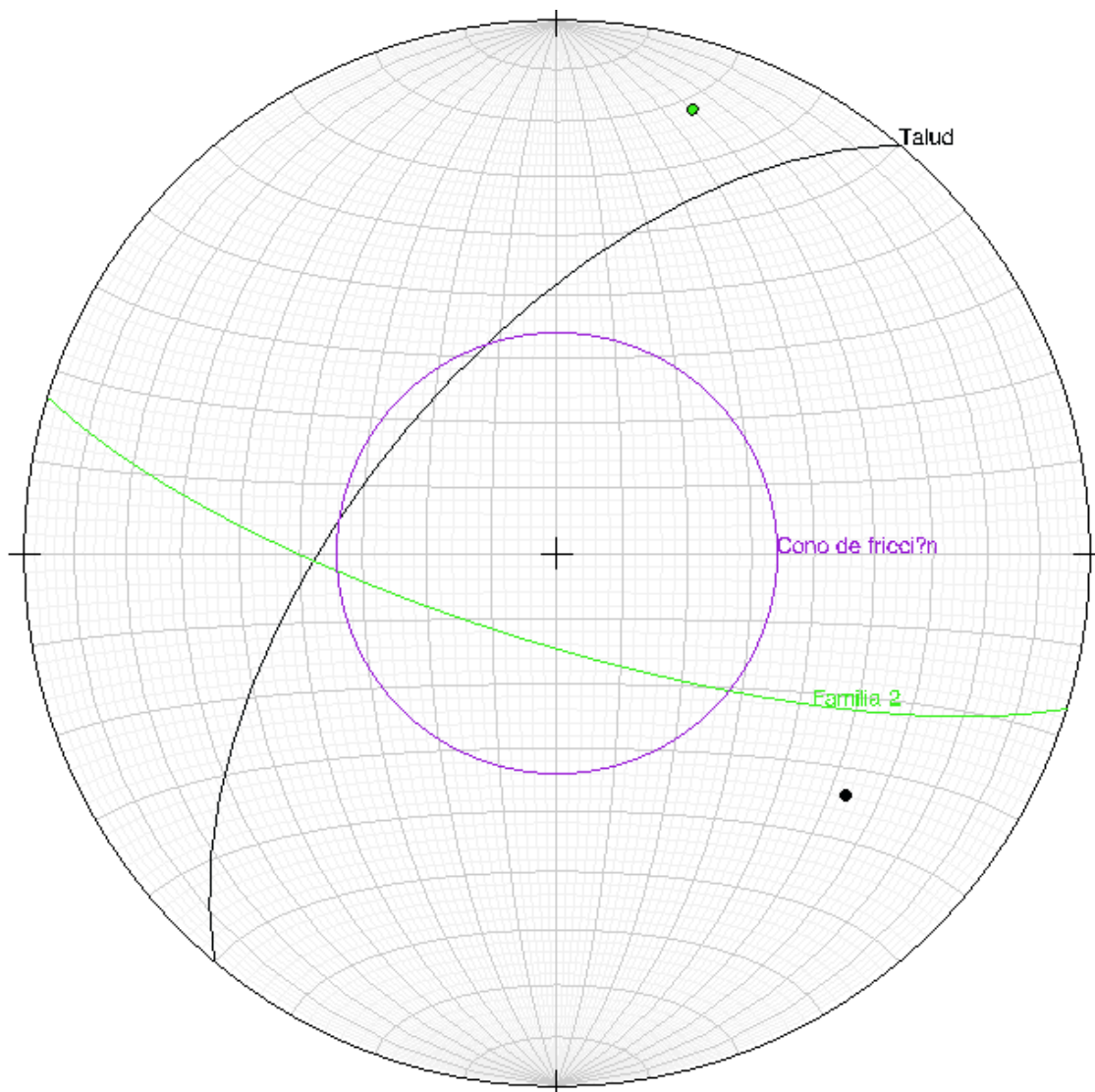
Figura 7-16 Falla planar – Familia 1 – Talud

Fuente: Propia

- Familia 2 – Talud:**

Se realiza un análisis sobre la influencia que genera la familia 2 sobre la estabilidad del talud, como resultado de este análisis se obtiene que NO se cumplen todas las condiciones cinemáticas para que se presente una falla planar.

Condición	$ \alpha_t - \alpha_d \leq 20^\circ$	$\beta_d > 0$	$\beta_d < \beta_t$	Posibilidad de Falla Planar
Valoración	$ 310 - 197 \leq 20^\circ$	$76 > 34$	$76 < 60,3$	
Cumplimiento	NO	SI	NO	NO

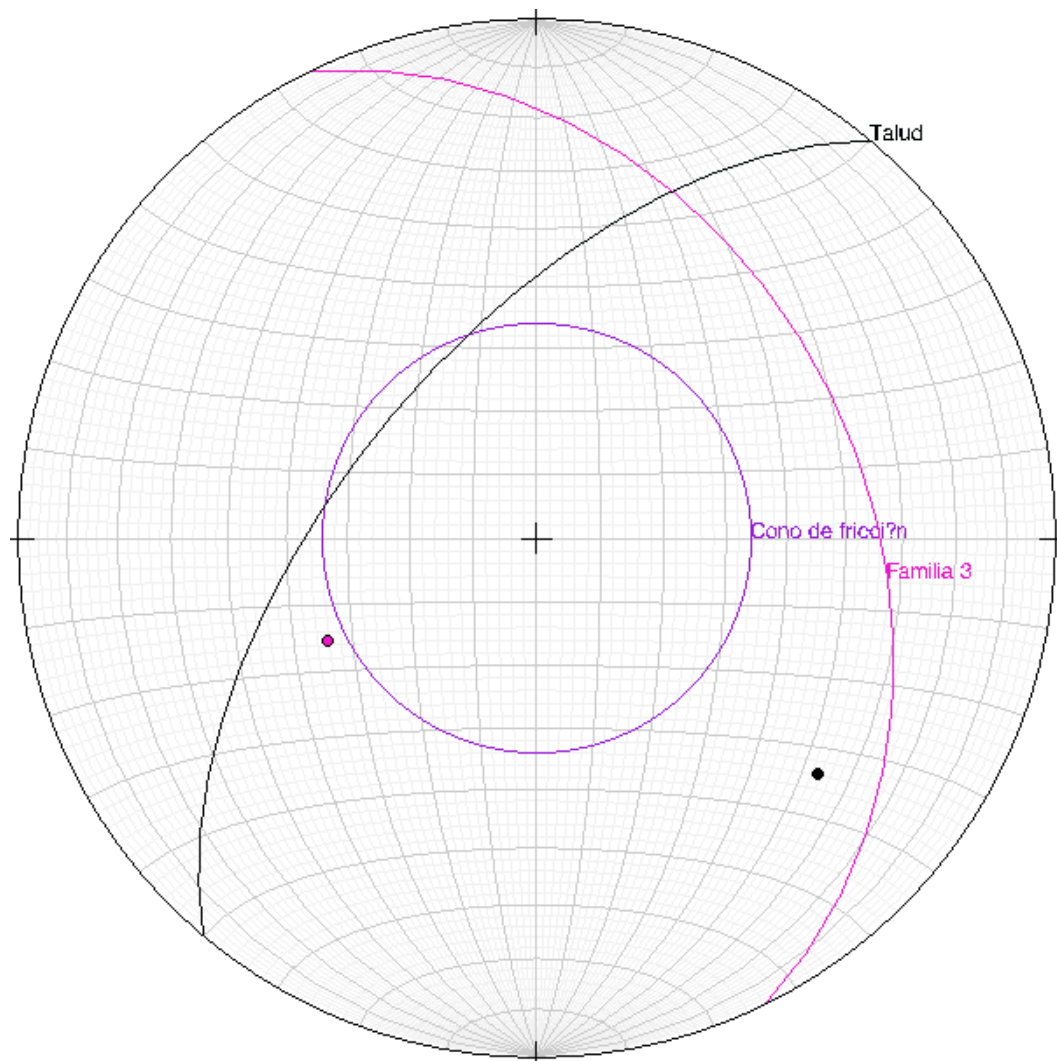
Figura 7-17 Falla planar – Familia 2 – Talud

Fuente: Propia

- **Familia 3 – Talud:**

Se realiza un análisis sobre la influencia que genera la familia 3 sobre la estabilidad del talud, como resultado de este análisis se obtiene que NO se cumplen todas las condiciones cinemáticas para que se presente una falla planar.

Condición	$ \alpha_t - \alpha_d \leq 20^\circ$	$\beta_d > 0$	$\beta_d < \beta_t$	Posibilidad de Falla
Valoración	$ 310 - 64 \leq 20^\circ$	$37 > 34$	$37 < 60,3$	<u>Planar</u>
Cumplimiento	NO	SI	SI	NO

Figura 7-18 Falla planar – Familia 3 – Talud

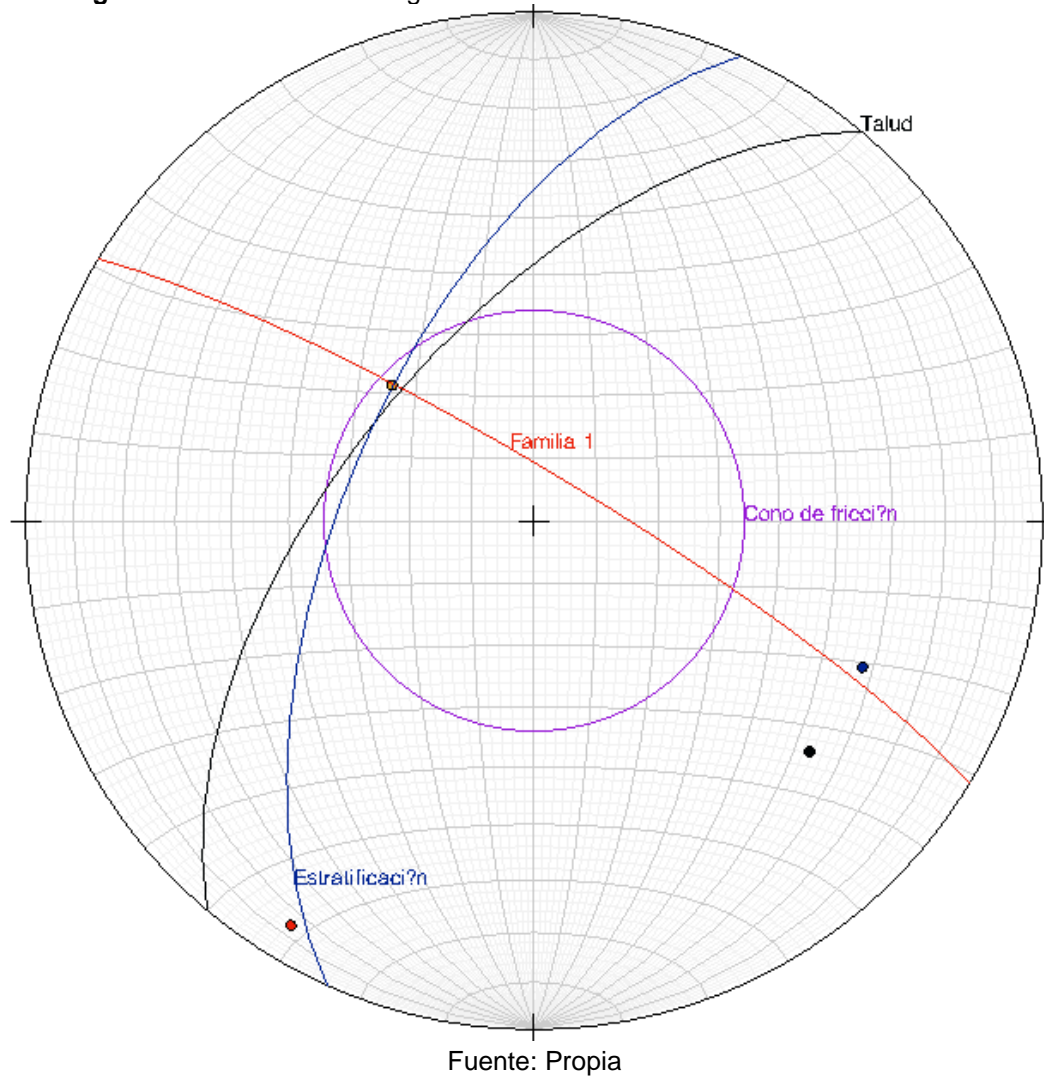
Fuente: Propia

Para falla cuña:

- Estratificación – Familia 1 - Talud**

Para este análisis se define la orientación de buzamiento y el buzamiento de la intersección que se forman entre la estratificación y la familia 1, la cual corresponde a **316/58**, como resultado de este análisis se obtiene que se cumplen todas las condiciones cinemáticas para que se presente una falla en cuña.

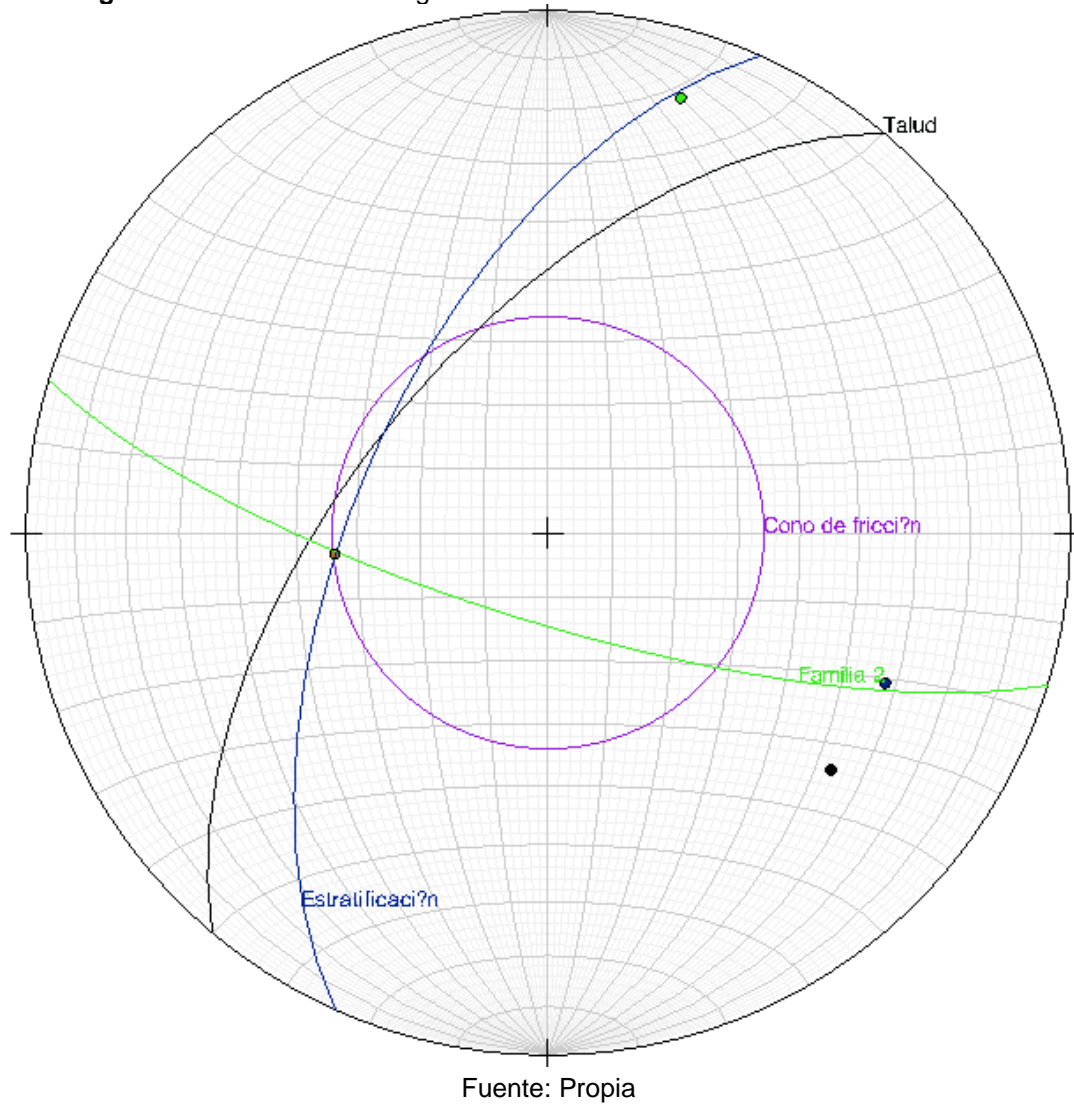
Condición	$ \alpha_t - \alpha_i \leq 30^\circ$	$\beta_i > 0$	$\beta_i < \beta_t$	<u>Posibilidad de Falla Cuña</u>
Valoración	$ 310 - 316 \leq 30^\circ$	$51 > 34$	$51 < 60,32$	
Cumplimiento	SI	SI	SI	SI

Figura 7-19 Análisis estereográfico de la intersección estratificación – familia 1

- **Estratificación – Familia 2 - Talud**

Para este análisis se define la orientación de buzamiento y el buzamiento de la intersección que se forma entre la estratificación y la familia 2, que de acuerdo a la Proyección Estereográfica corresponde a: **264/56**, como resultado de este análisis se obtiene que NO se cumplen todas las condiciones cinemáticas para que se presente una falla en cuña.

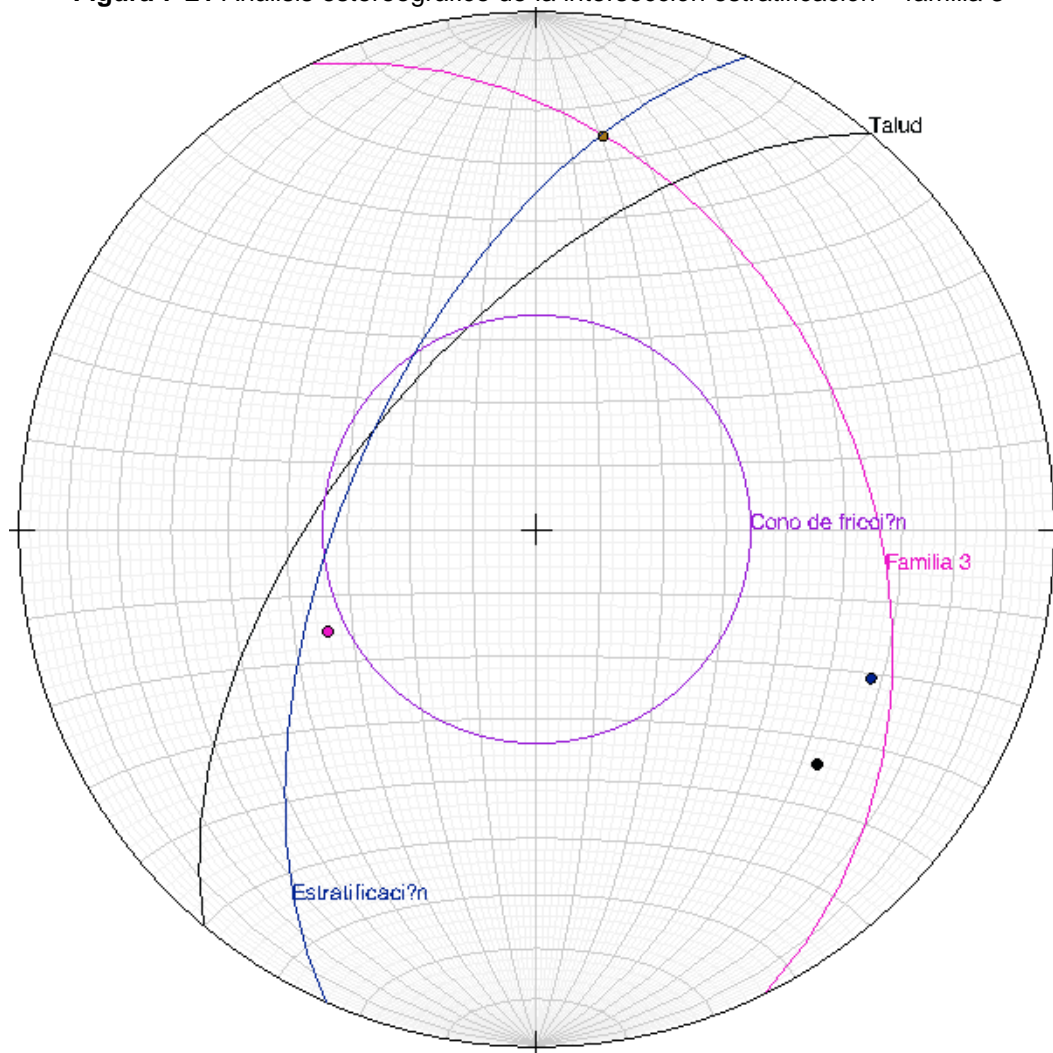
Condición	$ \alpha_t - \alpha_i \leq 30^\circ$	$\beta_i > \phi$	$\beta_i < \beta_t$	<u>Posibilidad de Falla Cuña</u>
Valoración	$ 310 - 264 \leq 30^\circ$	$56 > 34$	$56 < 60,3$	
Cumplimiento	NO	SI	SI	NO

Figura 7-20 Análisis Estereográfico de la Intersección Estratificación – Familia 2

- Estratificación – Familia 3 – Talud**

Para este análisis se define la orientación de buzamiento y el buzamiento de la intersección que se forma entre la estratificación y la familia 3, que de acuerdo a la Proyección Estereográfica corresponde a: **009/25**, como resultado de este análisis se obtiene que NO se cumplen todas las condiciones cinemáticas para que se presente una falla en cuña.

Condición	$ \alpha_t - \alpha_i \leq 30^\circ$	$\beta_i > \phi$	$\beta_i < \beta_t$	<u>Posibilidad de Falla Cuña</u>
Valoración	$ 310 - 9 \leq 30^\circ$	$24 > 34$	$24 < 60,3$	
Cumplimiento	NO	NO	SI	NO

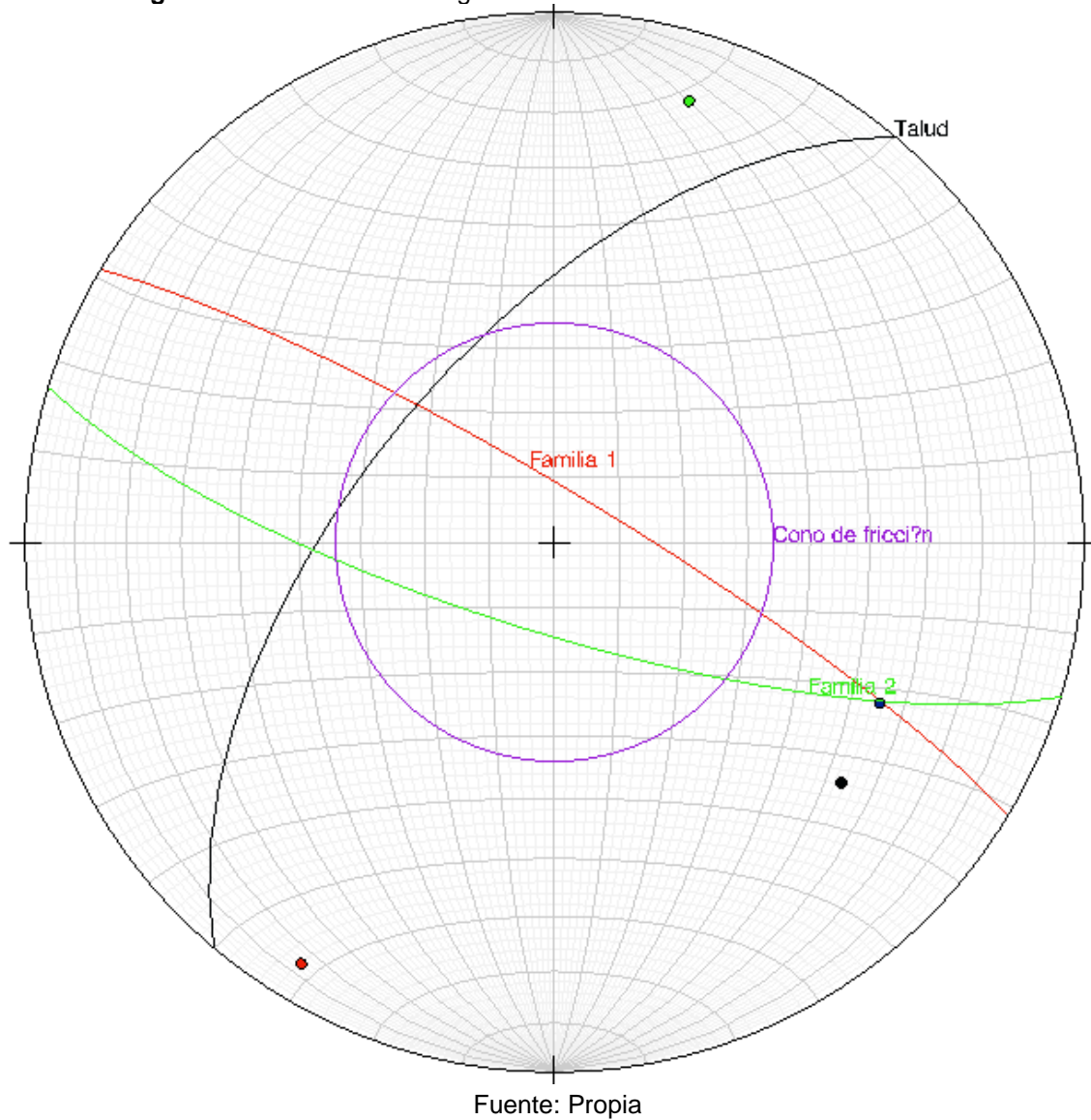
Figura 7-21 Análisis estereográfico de la intersección estratificación – familia 3

Fuente: Propia

- **Familia 1 – Familia 2 - Talud**

Para este análisis se define la orientación de buzamiento y el buzamiento de la intersección que se forma entre la familia 1 y la familia 2, que de acuerdo a la Proyección Estereográfica corresponde a: **116/33**, como resultado de este análisis se obtiene que NO se cumplen todas las condiciones cinemáticas para que se presente una falla en cuña.

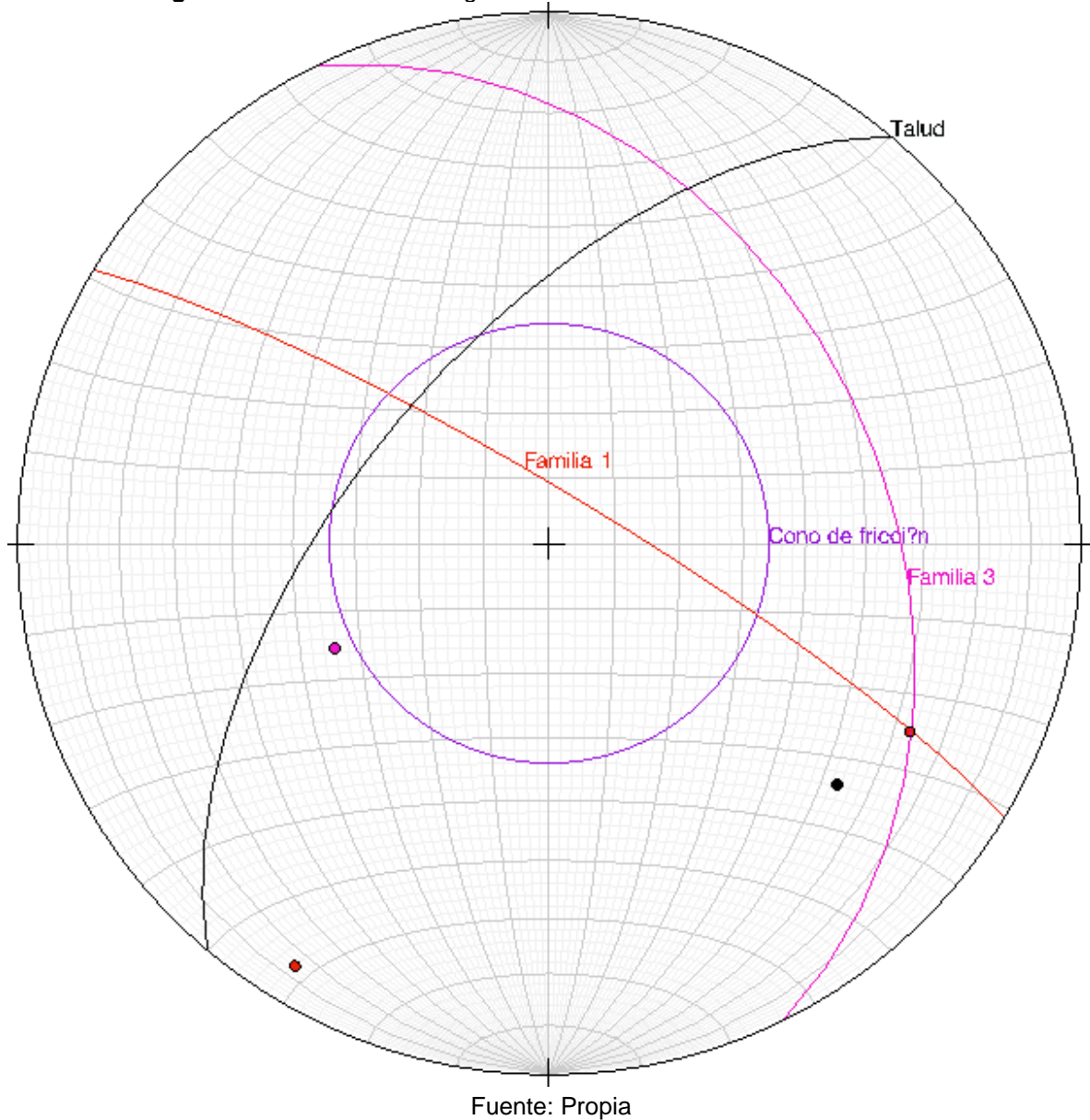
Condición	$ \alpha_t - \alpha_i \leq 30^\circ$	$\beta_i > 0$	$\beta_i < \beta_t$	Posibilidad de Falla Cuña
Valoración	$ 310 - 116 \leq 30^\circ$	$33 > 34$	$33 < 60,3$	
Cumplimiento	NO	NO	SI	

Figura 7-22 Análisis Estereográfico de la Intersección Familia 1 – Familia 2

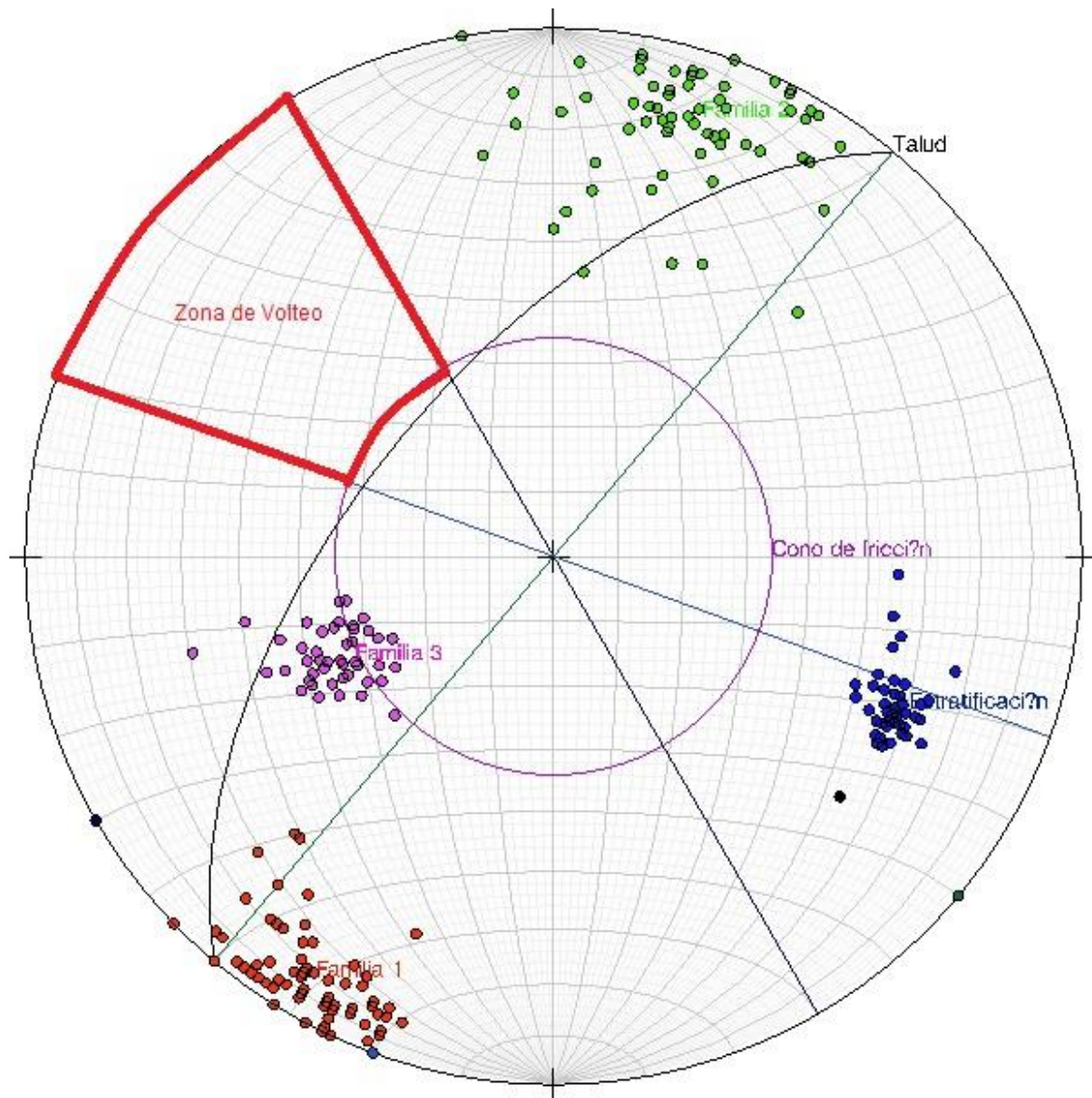
- **Familia 1 – Familia 3 - Talud**

Para este análisis se define la orientación de buzamiento y el buzamiento de la intersección que se forma entre la familia 1 y la familia 3, que de acuerdo a la Proyección Estereográfica corresponde a: **118/25**, como resultado de este análisis se obtiene que NO se cumplen todas las condiciones cinemáticas para que se presente una falla en cuña.

Condición	$ \alpha_t - \alpha_i \leq 30^\circ$	$\beta_i > \emptyset$	$\beta_i < \beta_t$	Posibilidad de Falla Cuña
Valoración	$ 310 - 118 \leq 30^\circ$	$25 > 34$	$25 < 60,3$	
Cumplimiento	NO	NO	SI	

Figura 7-23 Análisis Estereográfico de la intersección familia 1 – familia 3**Para falla por volteo:**

Para el análisis de falla por volteo se elaboró la Figura 7-24, en la cual se definió la zona donde se presentarán los volteos y se graficaron los polos de las familias de discontinuidades que se levantaron durante las visitas de campo. Como resultado de este ejercicio, se obtuvo que ninguna de las familias de discontinuidades tiene posibilidad cinemática de generar mecanismos de falla por volteo en el macizo rocoso.

Figura 7-24 Análisis estereográfico para la falla por volteo

Fuente: Propia

7.5.2. Valoración del SMR

El SMR es obtenido a partir del RMR afectado por un factor de ajuste factorial que depende de la relación discontinuidad-talud y un factor que depende del método de excavación:

$$SMR = RMR + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4 \quad (7-2)$$

- **Valoración del RMR:**

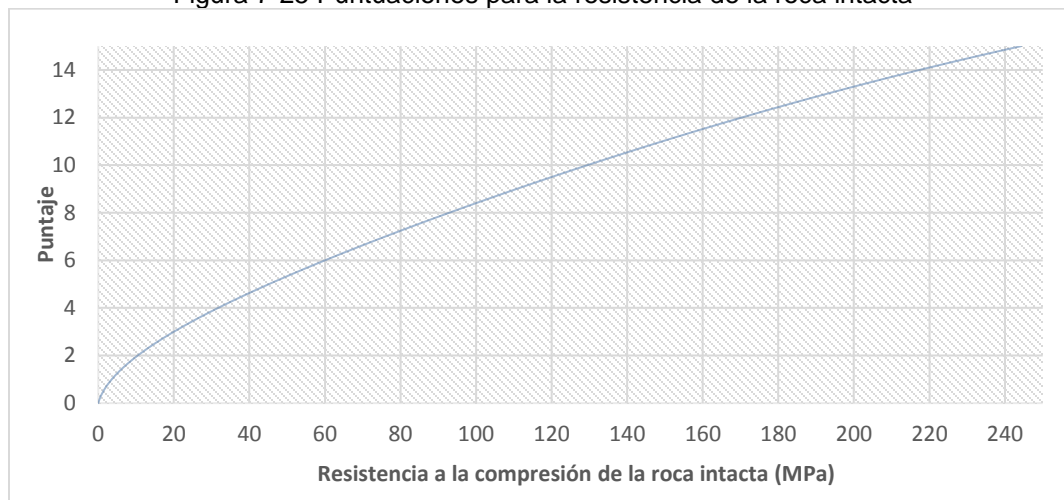
El RMR es calculado de acuerdo con la propuesta de Celada y Bieniawski's de 2014 en la cual se presenta la "Actualización y mejora del RMR", publicado por INGEOPRES, en su Edición 234, en el cual se presenta la actualización del sistema RMR-89, a partir del análisis

de más de 2 mil datos de túneles, con los cuales se modifican los criterios de valoración y se incluyen criterios adicionales.

Resistencia a la compresión de la roca intacta:

Considerando los ensayos de resistencia a la compresión simple efectuados a las muestras obtenidas de las perforaciones 11 y 13, se realiza un promedio entre los datos y se obtiene un valor de 50,04 MPa y se emplea la siguiente gráfica para obtener el puntaje:

Figura 7-25 Puntuaciones para la resistencia de la roca intacta



Celada y Bieniawski's (2014)

Considerando lo anterior se obtiene una puntuación de **5**.

Número de discontinuidades por metro cuadrado:

Se realizaron diferentes mediciones en campo para determinar este parámetro, se evidencio que el macizo rocoso presenta tres (03) familias de discontinuidades, sin embargo se decidió evaluar el espaciamiento de las familias que afectan en mayor proporción la estabilidad del talud, es decir la estratificación de la roca.

Fotografía 7-5 Estratificación presente en el macizo



Fuente: Propia

A continuación, se relacionan las diferentes mediciones realizadas en campo:

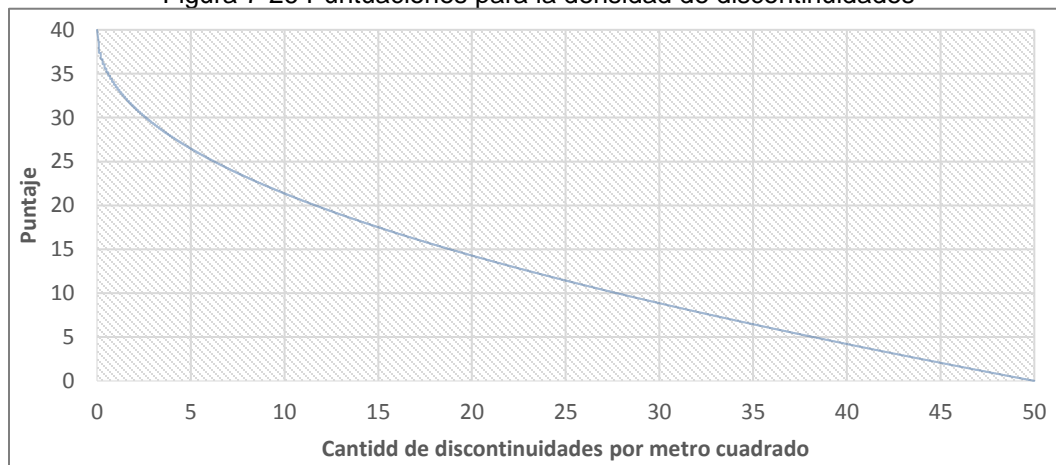
Tabla 7-10 Mediciones del espaciamiento

Id	Espaciamiento (cm)	Id	Espaciamiento (cm)
1	8	20	8
2	15	21	13
3	9	22	15
4	11	23	23
5	22	24	22
6	8	25	15
7	12	26	13
8	9	27	9
9	7	28	14
10	16	29	22
11	25	30	26
12	19	Desviación Estándar	5,70
13	13	Promedio	14,57
14	11	Límite Superior	20,27
15	7	Límite Inferior	8,86
16	10		
17	18		
18	20		
19	17		

Fuente: Propia

Considerando todos los datos estructurales obtenidos, se obtiene un espaciamiento promedio de 14,57 cm, con este espaciamiento se estima un número de discontinuidades por metro cuadrado aproximado de 7. Posteriormente, se emplea la Figura 7-26 para obtener la puntuación de este parámetro:

Figura 7-26 Puntuaciones para la densidad de discontinuidades



Celada y Bieniawski's (2014)

Considerando lo anterior se obtiene una puntuación de **24**.

Condición de las discontinuidades:

Los autores establecen los puntajes para la condición de las discontinuidades mediante la siguiente tabla:

Tabla 7-11 Calificaciones de los nuevos parámetros				
Continuidad	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	> 10 m
	5	4	2	0
Rugosidad	Muy Rugoso	Rugoso	Suave	Lisa
	5	3	1	0
Relleno	Duro		Blando	
	< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	5	2	2	0
Alteración	Sin Alteración	Poco Alterado	Muy Alterado	Descompuesto
	5	3	1	0

Celada y Bieniawski's (2014)

Para realizar esta valoración, se desarrolló un levantamiento en campo de las condiciones de las diferentes discontinuidades presentes en el macizo y los resultados se presentan a continuación:

Tabla 7-12 Condiciones de las discontinuidades				
Id	Apertura (cm)	Naturaleza del Relleno	Rugosidad	Condiciones de Meteorización
1	0,05	Limpia	Suave	Moderado
2	0,03	Limpia	Suave	Moderado
3	0,03	Arcilla Inactiva	Pulida	Moderado
4	0,03	Arcilla Inactiva	Pulida	Moderado
5	0,03	Limpia	Suave	Moderado
6	0,03	Arcilla Inactiva	Pulida	Moderado
7	0,03	Arcilla Inactiva	Suave	Moderado
8	0,03	Limpia	Suave	Moderado
9	0,05	Limpia	Suave	Moderado
10	0,25	Arcilla Inactiva	Suave	Ligeramente
11	0,25	Limpia	Suave	Moderado
12	0,25	Arcilla Inactiva	Pulida	Moderado
13	0,25	Limpia	Suave	Ligeramente
14	0,01	Limpia	Suave	Ligeramente
15	0,05	Arcilla Inactiva	Rugoso	Ligeramente
16	0,05	Arcilla Inactiva	Pulida	Moderado
17	0,05	Arcilla Inactiva	Pulida	Moderado
18	0,25	Arcilla Inactiva	Suave	Moderado
19	0,25	Limpia	Suave	Ligeramente

Tabla 7-12 Condiciones de las discontinuidades				
Id	Apertura (cm)	Naturaleza del Relleno	Rugosidad	Condiciones de Meteorización
20	0,25	Limpia	Suave	Moderado
21	0,03	Limpia	Suave	Moderado
22	0,03	Arcilla Inactiva	Pulida	Ligeramente
23	1,00	Arcilla Inactiva	Pulida	Ligeramente
24	1,00	Limpia	Rugoso	Ligeramente
25	1,00	Limpia	Rugoso	Moderado
26	0,03	Arcilla Inactiva	Suave	Moderado
27	0,03	Limpia	Suave	Moderado
28	0,01	Arcilla Inactiva	Suave	Ligeramente
29	0,25	Limpia	Suave	Moderado
30	0,05	Limpia	Suave	Moderado
Desviación Estándar	0,29	Arcilla Inactiva	Suave	Moderado
Promedio	0,19			

Fuente: Propia

De acuerdo a lo anterior, se determinan las siguientes puntuaciones:

Tabla 7-13 Puntuación de las condiciones de las discontinuidades		
Característica	Descripción	Puntaje
Continuidad	<1m	5
Rugosidad	Suave	1
Relleno	Blando < 5mm	2
Alteración	Poco alterado	3
Total		11

Fuente: Propia

Presencia de agua:

Para valorar las condiciones de agua presentes en el talud, los autores proponen emplear la siguiente tabla:

Tabla 7-14 Calificaciones para las condiciones del agua					
Condiciones del Agua	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Con Flujo de Agua
Puntuación	15	10	7	4	0

Celada y Bieniawski's (2014)

Dado que en campo no se detectó presencia de agua se asigna un puntaje de **15**.

Alterabilidad de la roca por presencia de agua:

La alterabilidad de la roca intacta, que tiene una puntuación máxima de 10 puntos, se clasifica de acuerdo con los resultados del ensayo de durabilidad Slake, según se define en la norma ASTM D4644-87 y se presenta la siguiente tabla para realizar la calificación:

Tabla 7-15 Valoración grado de alteración				
% Alterabilidad	>85	60 - 85	30 - 60	<30
Puntaje	10	8	4	0

Celada y Bieniawski's (2014)

Para estimar este parámetro Gamble (1971) propuso la siguiente escala de durabilidad:

Tabla 7-16 Valoración grado de alteración	
Valor de I_{d2} (%)	Resistencia a la alteración
8-30	Muy baja
3-60	Baja
60-85	Media
85-95	Media alta
95-98	Alta
98-100	Muy alta

Gamble (1971)

Al talud objeto de este estudio se le asigna un puntaje de **8**, considerando el grado de alteración evidenciado en campo.

Cálculo RMR básico:

$$\begin{aligned}
 \text{RMR básico} = & \text{Factor por resistencia a la compresión} \\
 & + \text{Factor por el número de discontinuidades} \\
 & + \text{Factor por condición de las discontinuidades} \\
 & + \text{Factor por la presencia de agua} \\
 & + \text{Factor por alterabilidad de la roca}
 \end{aligned}
 \quad (7-3)$$

$$\text{RMR básico} = 5 + 24 + 11 + 15 + 8 = 63 \quad (7-4)$$

- **Factor por orientación del talud (Fo):**

Los autores proponen emplear la Tabla 7-17 para la aplicación del factor de corrección por la localización del talud.

Tabla 7-17 Factor por orientación del talud

	Muy Favorable	Favorable	Indiferente	Desfavorable	Muy desfavorable
Fundaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Celada y Bieniawski's (2014)

Al talud objeto de este estudio se le asigna un puntaje de **-25**.

- **Factor de corrección por tipo de excavación (Fe):**

Para la estimación de este factor, Celada y Bieniawski's (2014) resaltan que la excavación mediante tuneladoras mejora el comportamiento tensodeformacional del terreno excavado; mejorando también, el RMR determinado en frentes excavados con explosivos. Los trabajos de investigación, realizados por Geocontrol, han puesto de manifiesto que los explosivos en túneles excavados en terrenos con $35 < \text{RMR} < 80$ sólo afecta a muy pocos centímetros de la roca remanente; si la voladura está correctamente dimensionada y ejecutada. Por ello, en la práctica del diseño de túneles este efecto puede considerarse poco significativo. En conclusión la aplicación de este factor se aplica únicamente para túneles excavados con tuneladoras y para el macizo rocoso objeto de este estudio, dado que no aplican las consideraciones relacionadas por los autores se asigna una puntuación de 1.

- **Factor de ajuste por plastificación del frente de excavación (Fs):**

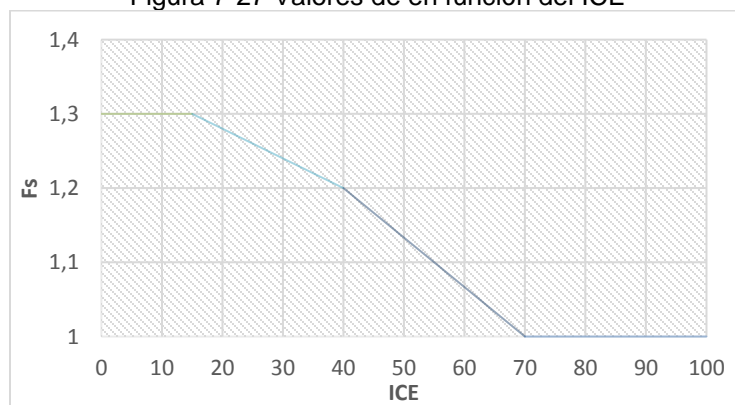
Los autores proponen aplicar este factor considerando la combinación de la fracturación natural del terreno y la inducida por efecto de la plastificación del frente. De acuerdo con esto, en los frentes con una plastificación intensa, la fracturación observada será más acusada que la que tendría el mismo frente situado a una profundidad mucho menor; en la que el terreno excavado tuviera un comportamiento elástico. Esta circunstancia hace necesario establecer un nuevo factor (Fs) con el que se corrija el efecto minorante de la plastificación del frente. Para calcular Fs resulta útil el Índice de Comportamiento Elástico (ICE) propuesto por Bieniawski y Celada (2011) y sobre el cual se presenta la Tabla 7-18.

Tabla 7-18 Valores típicos del ICE	
ICE	Comportamiento del frente del túnel
> 130	Completamente elástico
70 – 130	Elástico con incipiente plastificación
40 – 69	Moderadamente plastificado
15 – 39	Intensamente plastificado
< 15	Totalmente plastificado

Celada y Bieniawski's (2014)

El cual se relaciona directamente con el Factor Fs empleando la Figura 7-27.

Figura 7-27 Valores de en función del ICE



Celada y Bieniawski's (2014)

Se asigna puntuación de **1.0** considerando que se trata de una excavación superficial.

- **Valoración Final RMR_{14} :**

Para la estimación del RMR (2014), se aplica la siguiente ecuación:

$$RMR_{14} = (RMR_B + F_0) \cdot F_e \cdot F_s \quad (7-5)$$

Donde:

RMR_{14}	Rock Mass Rating (actualizado)
RMR_B	Rock Mass Rating básico sin corregir por la orientación del túnel
F_0	Factor por orientación del tunel respecto a la familia de discontinuidades mas importante
F_e	Factor de correccion por el metodo de excavación
F_s	Factor de correccion por la degradacion de la roca por presencia de agua

Así pues, se obtiene el siguiente resultado:

$$RMR_{14} = (63 + (-25)) \cdot 1 \cdot 1 \quad (7-6)$$

$$RMR_{14} = 38 \quad (7-7)$$

- **FACTOR F_1**

Este factor depende del paralelismo que existe entre el rumbo de las discontinuidades y la cara del talud. Este factor tiene un puntaje que varia desde 1.00 (Cuando ambas están cerca a ser paralelas) hasta 0.15 (Cuando el ángulo entre ellas es mayor a 30°), estos valores fueron establecidos empíricamente pero después se encontró que coincide aproximadamente con la siguiente relación:

$$F_1 = (1 - \sin A)^2 \quad (7-8)$$

Donde A indica el ángulo que existe entre el rumbo de la cara del talud y de la discontinuidad:

$$A = \alpha_{\text{Talud}} - \alpha_{\text{Estratificación}} = 310^\circ - 293,5^\circ = 16,50^\circ \quad (7-9)$$

$$F_1 = (1 - \sin 16,50^\circ)^2 \quad (7-10)$$

$$F_1 = 0,513 \quad (7-11)$$

• FACTOR F2

Este factor depende del buzamiento de la discontinuidad si la rotura plana es el mecanismo más probable de falla del talud. Su valor varía desde 1.00 (para discontinuidades con un buzamiento mayor a 45°) hasta 0.15 (para discontinuidades con un buzamiento menor a 20°). También se estableció empíricamente la siguiente relación para su evaluación:

$$F_2 = tg^2 \beta_j \quad (7-12)$$

Donde β_j corresponde al ángulo de buzamiento de la discontinuidad y para el volteo como mecanismo de falla el valor de F_2 corresponde a 1.0. Para su valoración se debe considerar que en el caso que β_j sea mayor a 45° el factor F_2 es igual a 1, caso que corresponde al macizo rocoso que nos ocupa, dado que $\beta_j = 59,98^\circ$.

• FACTOR F3

Este factor refleja la relación entre el buzamiento de la cara del talud y la discontinuidad. En el modo de falla planar F_3 se refiere a la probabilidad de que las discontinuidades afloren en la cara del talud. Se considera que las condiciones son normales cuando la cara del talud y las discontinuidades son paralelas. Cuando la pendiente de las discontinuidades se sumerge más de 10°, se producen condiciones desfavorables.

$$\beta_j - \beta_s = 59,98^\circ - 60,32^\circ = -0,34^\circ \quad (7-13)$$

Empleando la Tabla 3-3, se puede concluir que para el valor obtenido de $\beta_j - \beta_s$ el cual se encuentra en un rango comprendido entre 0 y -10 se debe asignar un puntaje de -50.

• FACTOR F4

Este factor corresponde al ajuste que se considera de acuerdo al método de excavación empleado, su definición fue realizada de manera empírica así:

- Los taludes naturales son más estables, debido al largo tiempo exposición y los mecanismos de protección que se han generado. $F_4 = +15$
- Excavados mediante precorte, $F_4 = +10$.
- Excavados con técnicas de voladura controladas (recorte) bien ejecutadas, $F_4 = +8$.
- Ejecutados por medio de voladuras bien realizadas, $F_4 = 0$.
- Excavados mediante voladuras defectuosas que pueden dañar la estabilidad, $F_4 = -8$.
- Excavación mecánica de los taludes por "ripeado", $F_4 = 0$. Sólo es posible cuando el macizo rocoso está muy fracturado o la roca es blanda. Con frecuencia se combina con prevoladuras poco cuidadosas. Las caras del talud presentan dificultades de acabado. Por ello se considera que el método no mejora ni empeora la estabilidad.

De acuerdo a la investigación realizada en campo con los habitantes de la zona, se informó que el corte de este talud se realizó de manera mecánica, por lo cual se asigna un puntaje de 0.

- **CÁLCULO SMR**

Una vez calculado todos los factores previamente relacionados se aplica la fórmula establecida para la evaluación del SMR:

$$SMR = RMR + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4 \quad (7-14)$$

$$SMR = 38 + (0,513 * 1,00 * -50) + 0 \quad (7-15)$$

$$SMR = 12,35 \quad (7-16)$$

Considerando el resultado obtenido y de acuerdo a las clases del SMR se anota, que este talud es correspondiente a la Clase V, según lo establecido por Romana (1993), que indica que es completamente inestable y se espera que se presenten fallas planares, lo cual es consistente con lo detectado en sitio.

7.5.3. Valoración de la susceptibilidad del macizo

Una vez se define el valor del SMR (12,35) y se determina el mecanismo de falla más propenso a generarse en el talud (Planar), se ingresa a la Tabla 3-11, cruzando estos valores se logra obtener la susceptibilidad del macizo rocoso a que se presenten caídas de rocas y en la columna denominada “P” se describe si existe o no posibilidad de que se presente el mecanismo de falla asociado. Así que, siguiendo estos pasos se encuentra que el talud estudiado se clasifica como “COMPLETAMENTE INESTABLE” y que existe una gran posibilidad de que se presenten fallas planares, por lo cual tiene una susceptibilidad “ALTA” a deslizamientos.

7.6. Análisis probabilístico de los detonantes

Para la aplicación de la metodología propuesta se hace necesario definir las condiciones de sismo y lluvia que definirán los escenarios de análisis:

7.6.1. Condiciones de sismo

Para estimar las condiciones de sismo de la zona de estudio, se aplica el procedimiento sugerido en el Numeral 4.3.1, con el fin de determinar la aceleración horizontal con un período de retorno específico se debe establecer la probabilidad de excedencia de una aceleración, empleando las curvas de amenaza sísmica disponibles en estudios regionales de amenaza sísmica.

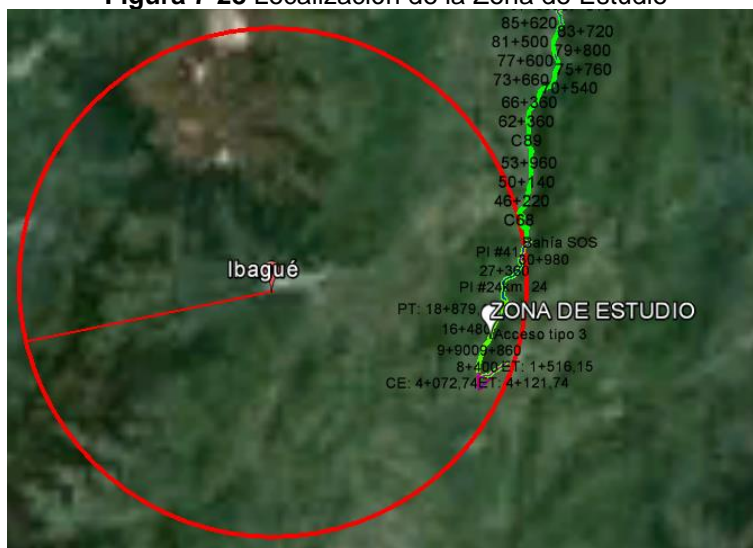
Dado que la zona de análisis se encuentra cerca (a menos de 50 km) de la ciudad de Ibagué, tal como se evidencia en la Figura 7-28, la cual cuenta las curvas de excedencia de los valores de intensidad para cualquier par de coordenadas inscritas dentro de la zona donde se realizó el análisis, es posible emplearlas para considerar el efecto de la carga sísmica en la estabilidad, para esto se deben tener en cuenta sismos con periodos de

retorno de 0, 31, 225 y 475 años. La Tasa de excedencia de un sismo (T_s) con un determinado periodo de retorno está dada por:

$$T_s = 1/T_r \quad (7-17)$$

Donde T_r Período de retorno

Figura 7-28 Localización de la Zona de Estudio



Fuente: Propia

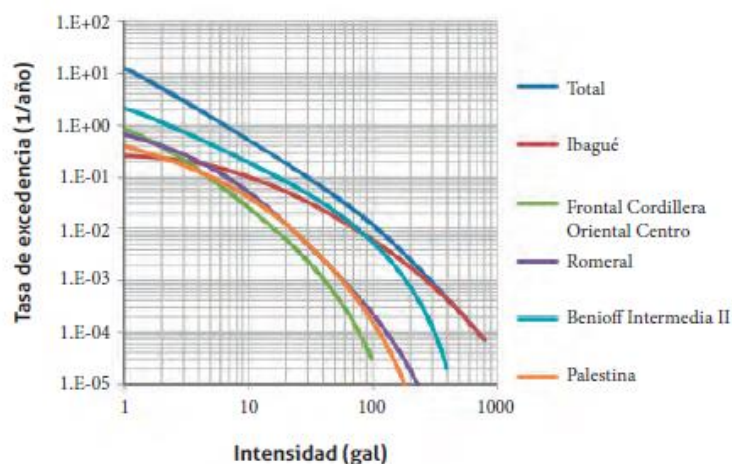
Considerando lo anterior se calculan los siguientes parámetros:

Tabla 7-19 Estimación de parámetros sísmicos

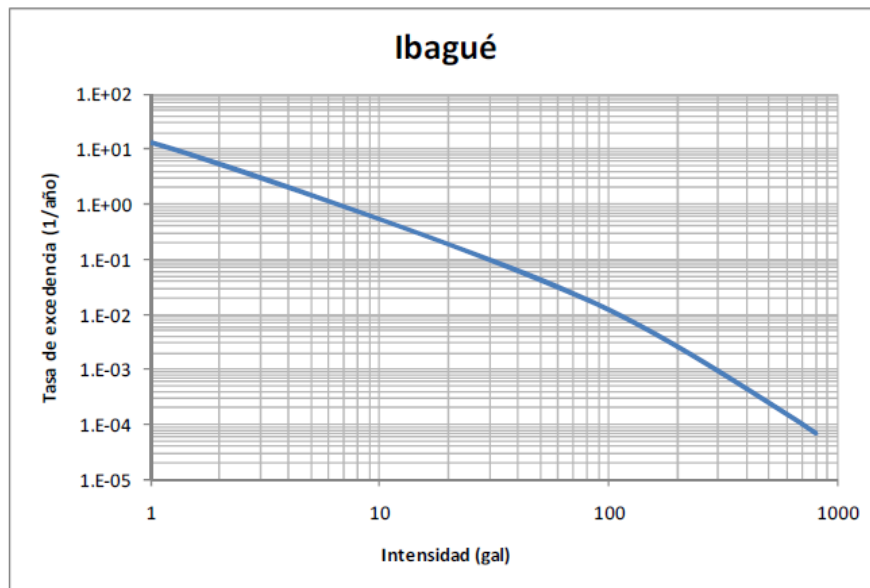
Período de Retorno (Años)	Tasa de Excedencia	Intensidad (gal)	Aceleración (g)
0	0,032	0	0
31	0,0044	60	0,06
225	0,00211	180	0,18
475	0,03226	210	0,21

Fuente: Propia

Figura 7-29 Curvas de amenaza sísmica para Ibagué



Fuente: Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009).

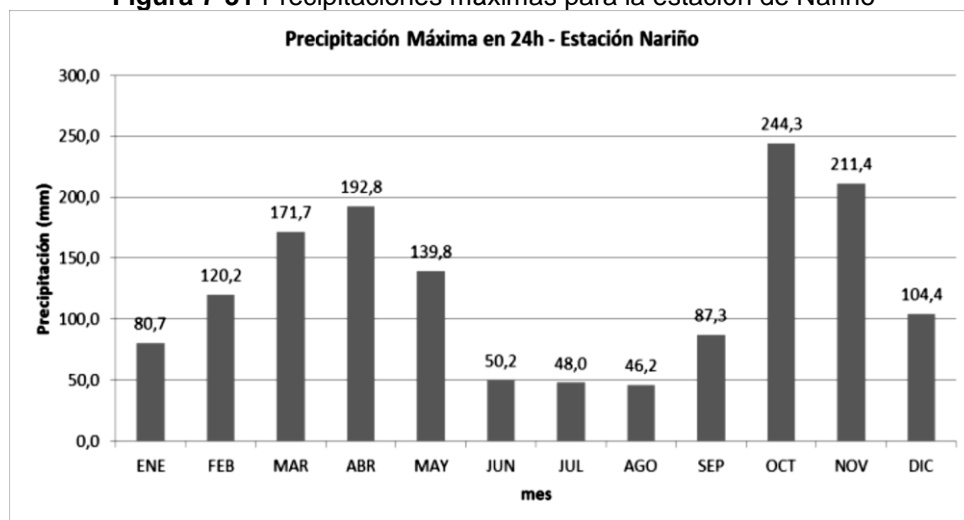
Figura 7-30 Curva de amenaza sísmica total para Ibagué

Fuente: Estudio de amenaza sísmica de Colombia (AIS, 2009).

7.6.2. Condiciones de lluvia

Para la evaluación de las condiciones de lluvia, se obtuvo y analizó información pluviométrica de datos máximos diarios disponibles en la página del IDEAM. La información obtenida, específicamente para la estación meteorológica 21230060 (Nariño / Cundinamarca).

El primer aspecto analizado fue la precipitación máxima en 24 horas media mensual en la estación Nariño, la cual reporta un valor promedio de 124.8 mm, que varía entre un mínimo de 46.2 mm en el mes de agosto y un máximo de 244.3 en el mes de octubre.

Figura 7-31 Precipitaciones máximas para la estación de Nariño

Fuente: IDEAM

Posteriormente, se empleó la metodología para la obtención de curvas IDF incluida dentro del el Manual de Drenaje Vial del INVIAS. La curva empleada fue construida a partir de los datos que se muestran en la Tabla 7-20 aplicando la ecuación de curvas sintéticas regionalizadas de Intensidad – duración – y frecuencia, Vargas, R. y Díaz Granados, M. 1998, como lo indica el Manual de Drenaje Vial del INVIAS.

La ecuación para el cálculo de la Intensidad se relaciona a continuación:

$$i = a * \frac{T^b}{t^c} * M^d \quad (7-18)$$

Donde:

i = Intensidad (mm/h)

a, b, c y d parámetros de la región

T = Período de Retorno (años)

t = Duración de la Lluvia (hora)

M = Promedio de Precipitación Máxima Anual en 24 Horas (mm)

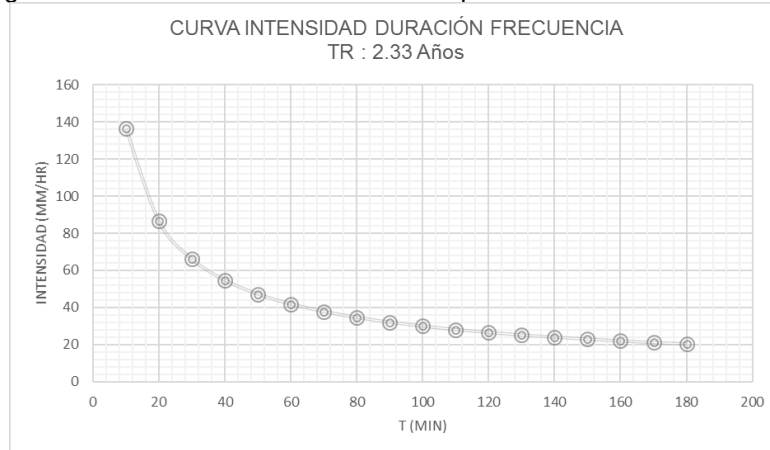
Tabla 7-20 Datos para la construcción de curvas IDF	
Parámetros Según la Región	
a	0.94
b	0.18
C	0.66
D	0.83
Parámetros Hidrológicos	
M	83.1

Los parámetros utilizados para la construcción de la curva IDF corresponden a la región Andina según la metodología de Vargas y Díaz Granados. El valor de M fue establecido como el promedio de los valores de precipitación máxima anual en 24 horas. De la Figura 7-32 a la Figura 7-38 se presentan las curvas de Intensidad, duración y frecuencia correspondientes a la estación de Nariño para los períodos de retorno de 2.33, 5, 10, 20, 25, 50 y 100 años.

Tabla 7-21 Valores de intensidad para los diferentes períodos de retorno

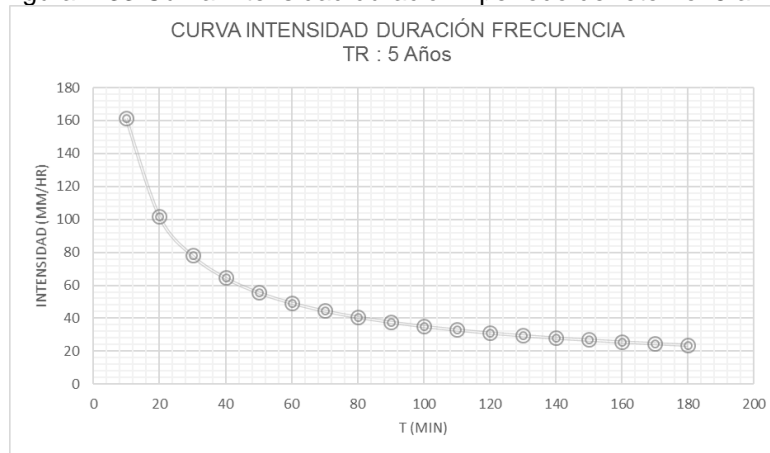
T (años)	t (min)												
	5	10	15	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120
2.33	221,20	139,99	88,60	67,80	56,07	48,39	42,91	38,76	35,49	32,83	30,63	28,76	27,15
5	253,79	160,62	101,65	77,78	64,33	55,52	49,23	44,47	40,71	37,67	35,14	33,00	31,16
10	287,51	181,96	115,16	88,12	72,88	62,90	55,77	50,37	46,13	42,68	39,81	37,38	35,30
20	325,72	206,14	130,46	99,83	82,57	71,26	63,18	57,07	52,25	48,35	45,10	42,35	39,99
25	339,07	214,59	135,81	103,92	85,95	74,18	65,77	59,41	54,40	50,33	46,95	44,08	41,62
50	384,12	243,10	153,85	117,73	97,37	84,04	74,51	67,30	61,62	57,02	53,19	49,94	47,16
100	435,17	275,41	174,30	133,38	110,31	95,20	84,41	76,25	69,81	64,59	60,25	56,58	53,42

Figura 7-32 Curva Intensidad duración - período de retorno: 2.33 años



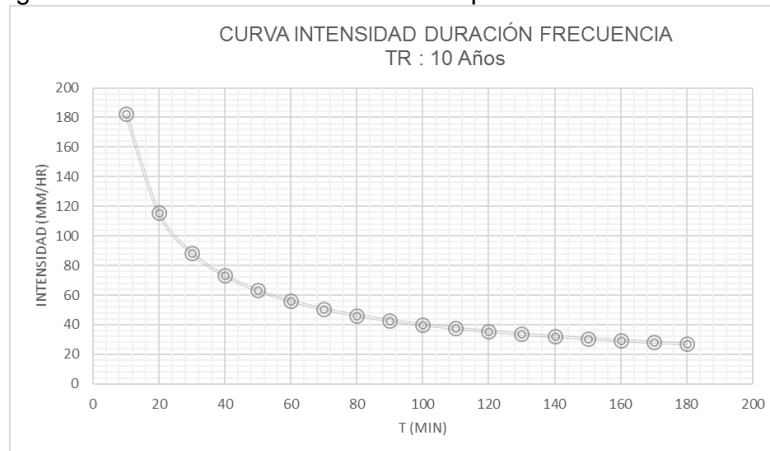
Fuente: Propia

Figura 7-33 Curva Intensidad duración - período de retorno: 5 años



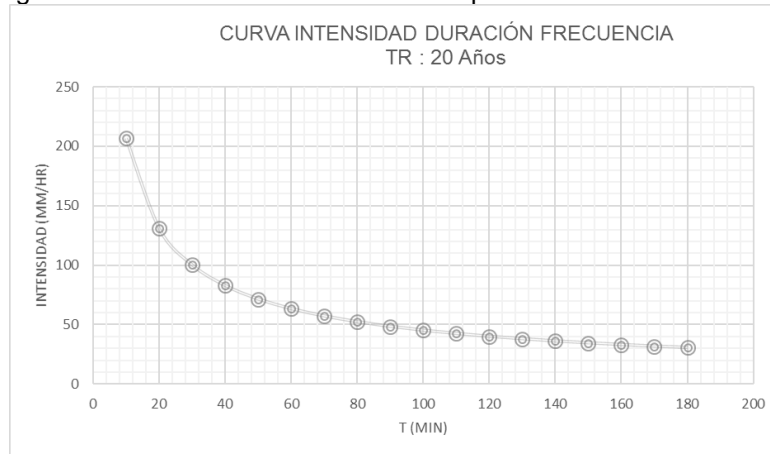
Fuente: Propia

Figura 7-34 Curva intensidad duración - período de retorno: 10 años



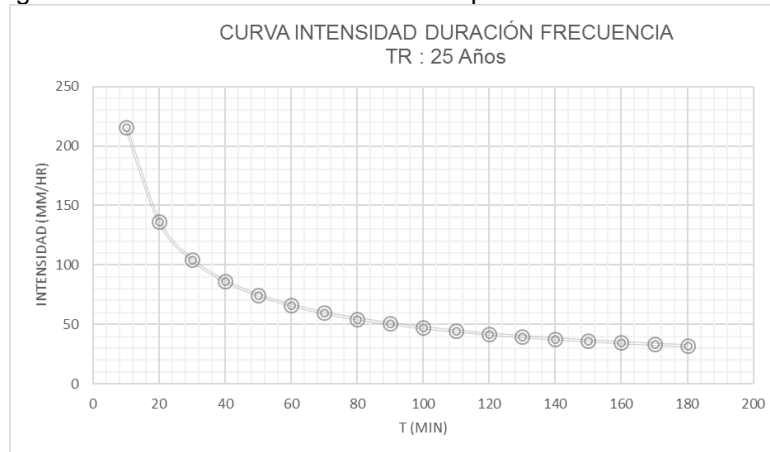
Fuente: Propia

Figura 7-35 Curva intensidad duración - período de retorno: 20 años



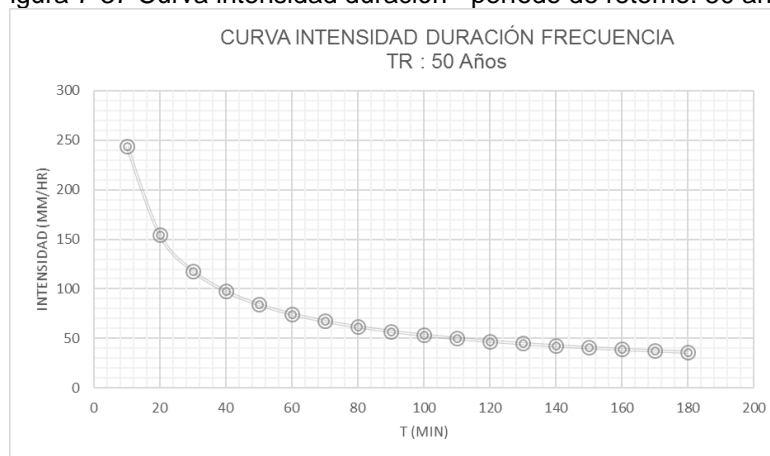
Fuente: Propia

Figura 7-36 Curva intensidad duración - período de retorno: 25 años



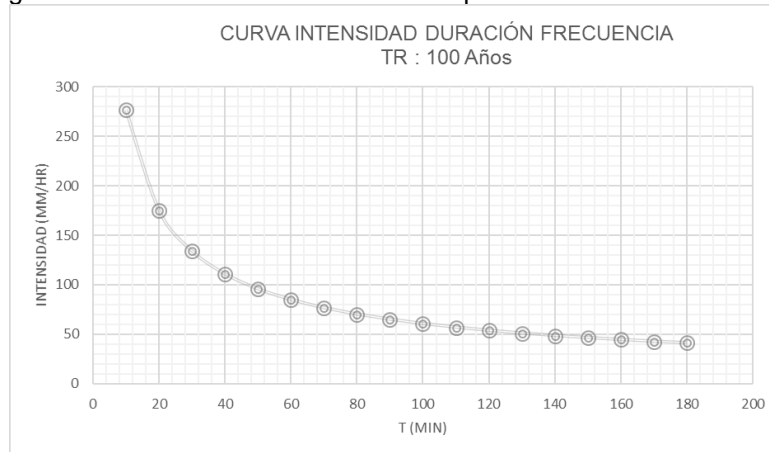
Fuente: Propia

Figura 7-37 Curva intensidad duración - período de retorno: 50 años



Fuente: Propia

Figura 7-38 Curva intensidad duración - período de retorno: 100 años



Fuente: Propia

Una vez definidas las intensidades máximas de diseño, se procede a calcular el caudal que puede fluir por las discontinuidades presentes en el talud estudiado, para esto se estima la mayor lámina de agua que puede presentarse en el área de estudio para cada período de retorno, así:

Período de Retorno (Años)	Tiempo de Concentración (min)	Intensidad (mm/h)	Lámina de Agua (cm)
2,33	10	136,7	13,7
5	10	161,2	16,1
10	10	182,7	18,2
20	10	206,9	20,7
25	10	215,4	21,5
50	10	244	24,4
100	10	276,5	27,7

Fuente: Propia

Nota: El tiempo de concentración para el área de estudio fue definido por la Concesión Alto Magdalena S.A.S., dentro del Volumen VII Estudio de Hidrología, Hidráulica y Socavación.

El paso seguido es evaluar la conductancia promedio de las discontinuidades del macizo, las cuales según lo evidenciado en campo pueden llegar a ser conductoras de agua, en este caso de acuerdo a las aperturas y relleno de cada familia de discontinuidades se decidió trabajar con la Estratificación y la Familia 1. Para el análisis particular de las condiciones hidráulicas se tomaron los promedios de los buzamientos de cada una de las familias de discontinuidades, con el ánimo de graficar la condición que represente el estado real del macizo rocoso, tal como se muestra en la Figura 7-39.

Donde:

e = corresponde a la abertura de la discontinuidad (m)

L = Longitud de la discontinuidad (m)

g = aceleración de gravedad (m/s^2)

γ = viscosidad cinemática (m^2/s)

Figura 7-39 De acuerdo al levantamiento en campo de las condiciones de la Estratificación se determinó que la abertura promedio de esta familia corresponde a 0.85 cm y la abertura

promedio de la Familia 1 se estimó en 0.25 mm. Con estos datos y las longitudes relacionadas en la Donde:

e = corresponde a la abertura de la discontinuidad (m)

L = Longitud de la discontinuidad (m)

g = aceleración de gravedad (m/s²)

γ = viscosidad cinemática (m²/s)

Figura 7-39, se determinaron las conductancias para cada uno de los tramos empleando la siguiente ecuación:

$$C = \frac{ge^3}{12\gamma L} \quad (7-19)$$

Donde:

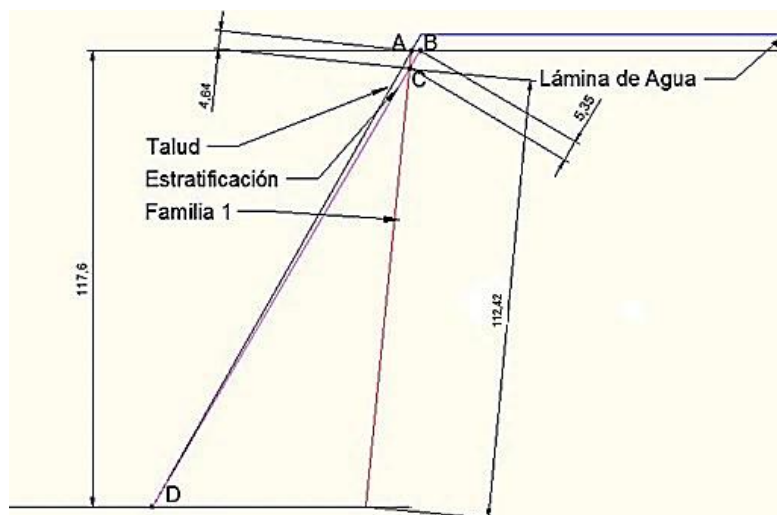
e = corresponde a la abertura de la discontinuidad (m)

L = Longitud de la discontinuidad (m)

g = aceleración de gravedad (m/s²)

γ = viscosidad cinemática (m²/s)

Figura 7-39 Representación promedio de las discontinuidades en el talud



Fuente: Propia.

Figura 7-40 Evaluación de las conductancias del macizo estudiado

Parámetro / Tramo	CA	CB	CD
e (m)	0,00025	0,0085	0,0085
L (m)	4,64	5,35	113,52
C (m/s)	2,7529E-06	0,093840596	0,004422544

Fuente: Propia

Considerando lo anterior tenemos los siguientes parámetros para cada uno de los puntos:

Tabla 7-23 Cabeza de presión y de elevación para cada punto

Cabeza de Presión (P/ γ)		

Punto / Parámetro	Cabeza de Elevación (z)	TR 2,33	TR 5	TR 10	TR 20	TR 25	TR 50	TR 100
A	117,6	0,137	0,161	0,182	0,207	0,215	0,244	0,277
B	117,6	0,137	0,161	0,182	0,207	0,215	0,244	0,277
C	112,42	Pc/γ	Pc/γ	Pc/γ	Pc/γ	Pc/γ	Pc/γ	Pc/γ
D	0	0	0	0	0	0	0	0

Fuente: Propia

Tabla 7-24 Cabeza hidráulica para cada punto							
Punto / Parámetro	Cabeza Hidráulica (H)						
	TR 2,33	TR 5	TR 10	TR 20	TR 25	TR 50	TR 100
A	117,737	117,761	117,782	117,807	117,815	117,844	117,877
B	117,737	117,761	117,782	117,807	117,815	117,844	117,877
C	Hc	Hc	Hc	Hc	Hc	Hc	Hc
D	0	0	0	0	0	0	0

Fuente: Propia

Dado que se requiere conocer la Cabeza Hidráulica en el Punto C, se plantea la siguiente ecuación:

$$H_C = \frac{c_{CA}H_A + c_{CB}H_B + c_{CD}H_D}{c_{CA} + c_{CB} + c_{CD}} \quad (7-20)$$

Esta ecuación se aplica para cada uno de los períodos de retorno, variando las cabezas hidráulicas en los puntos A, B y C de acuerdo a los períodos de retorno y se obtuvo el siguiente resultado:

Tabla 7-25 Cabeza hidráulica para el punto C							
Punto / Parámetro	Cabeza Hidráulica (H)						
	TR 2,33	TR 5	TR 10	TR 20	TR 25	TR 50	TR 100
Valoración de Hc	112,44	112,46	112,48	112,51	112,51	112,54	112,57

Fuente: Propia

Determinada la Cabeza Hidráulica, determinamos la Presión en el Punto C así:

$$P_C = \gamma_W(H_B - Z_B) \quad (7-21)$$

Empleando esta fórmula y variando la Cabeza Hidráulica del Punto C para cada período de retorno, se obtuvo el siguiente resultado:

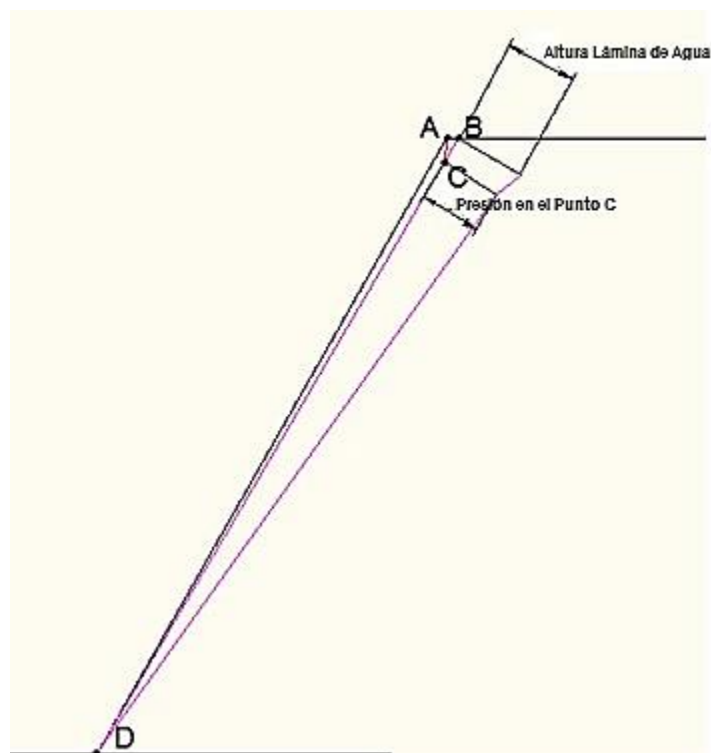
Tabla 7-26 Presiones hidráulicas en el punto C							
Punto / Parámetro	TR 2,33	TR 5	TR 10	TR 20	TR 25	TR 50	TR 100
Pc	0,1778	0,4026	0,5992	0,8333	0,9083	1,1798	1,4888

Fuente: Propia

Considerando lo anterior se genera el diagrama de presiones para cada uno de los puntos analizados, el cual se presenta en la Figura 7-41. Considerando todo lo anterior, se realizan las variaciones de la altura de la lámina de agua y de la presión en el Punto C para cada

período de retorno se obtienen las fuerzas resultantes mostradas en la Tabla 7-27, que se emplearan en el cálculo del Factor de Seguridad para cada mecanismo de Falla.

Figura 7-41 Diagrama de presiones para el macizo analizado



Fuente: Propia

Tabla 7-27 Fuerza resultante del agua para cada periodo de retorno							
Punto / Parámetro	TR 2,33	TR 5	TR 10	TR 20	TR 25	TR 50	TR 100
Área del Diagrama de Presiones	11,34	24,46	35,94	49,61	53,99	69,84	87,89

Fuente: Propia

7.6.3. Definición de factores de seguridad

En el Numeral 4.2 – Mecanismos de Falla, del presente documento se plantean las funciones de comportamiento para cada uno de los mecanismos de falla, los cuales se resumen a continuación:

Tabla 7-28 Funciones de comportamiento empleadas para el análisis		
Mecanismo de falla	Función de comportamiento con sismo	Función de comportamiento con lluvia
Falla Planar	$FS = \frac{c'L + [W\cos\psi_p - kW\sin\psi_p]\tan\phi'}{W\sin\psi_p + kW\cos\psi_p}$	$FS = \frac{c'L + [W\cos\psi_p - W\sin\psi_p - U - V\sin\psi_p]\tan\phi'}{W\sin\psi_p + W\cos\psi_p + V\cos\psi_p}$
Falla en Cuña	$FS = \frac{N_a * \tan\phi_A + c_A * A_A + N_b * \tan\phi_B + c_B A_B}{W_s}$	$FS = \frac{N_a - Pu * \tan\phi_A + c_A * A_A + N_b - Pu * \tan\phi_B + c_B A_B}{W_s}$

Tabla 7-28 Funciones de comportamiento empleadas para el análisis		
Mecanismo de falla	Función de comportamiento con sismo	Función de comportamiento con lluvia
Falla por Volteo	$FS = \frac{\tan\phi_d}{\tan\phi_r}$	$FS = \frac{\tan\phi_d}{\tan\phi_r}$

Fuente: Propia

De acuerdo al análisis de posibilidad cinemática desarrollado en el Numeral 7.5.1, se determinó que el macizo rocoso estudiado puede presentar dos mecanismos de falla, así:

- Falla Planar, generada por la Estratificación presente en el Macizo Rcoso.
- Falla en Cuña, generada por la Intersección entre la Familia 1 y la Estratificación.

Considerando lo antes relacionado se hace necesario definir el factor de seguridad para los dos mecanismos de falla previamente mencionados.

- **Definición de datos de entrada y variables aleatorias:**

De acuerdo con la formulación antes descrita se establece los siguientes datos de entrada para cada mecanismo de falla:

Falla Planar:

Tabla 7-29 Parámetros de entrada para evaluación de probabilidad de falla por el mecanismo planar				
Parámetro	Condición	Valor Asignado		
Cohesión (C)	Variable	Media	125	kPa
		Límite Superior	140	kPa
		Límite Inferior	110	kPa
		Desviación Estándar	21,21 kPa	
Fricción (ϕ)	Variable	Media	34,5	°
		Límite Superior	36	°
		Límite Inferior	33	°
		Desviación Estándar	2,12 °	
Buzamiento del Talud (β_t)	Variable	Media	60,32	°
		Límite Superior	62,39	°
		Límite Inferior	58,26	°
		Desviación Estándar	2,06 °	
Buzamiento de la Estratificación (β_d)	Variable	Media	59,98	°
		Límite Superior	63,27	°
		Límite Inferior	55,69	°

Tabla 7-29 Parámetros de entrada para evaluación de probabilidad de falla por el mecanismo planar				
Parámetro	Condición	Valor Asignado		
		Desviación Estándar	3,29 °	
Peso Unitario		26	kN/m ³	
Aceleración		Se Varía para cada TR	g	
Presión del Agua		Se Varía para cada TR	kN	

Fuente: Propia

Falla en Cuña:

Tabla 7-30 Parámetros de entrada para evaluación de probabilidad de falla por el mecanismo en cuña				
Parámetro	Condición	Valor Asignado		
Buzamiento del Talud (β_t)	Variable	Media	60,32	°
		Límite Superior	62,39	°
		Límite Inferior	58,26	°
		Desviación Estándar	2,06 °	
Buzamiento de la Estratificación (β_e)	Variable	Media	59,98	°
		Límite Superior	63,27	°
		Límite Inferior	55,69	°
		Desviación Estándar	3,29 °	
Orientación de la Estratificación (α_e)	Variable	Media	293,50	°
		Límite Superior	298,49	°
		Límite Inferior	288,51	°
		Desviación Estándar	4,99 °	
Buzamiento de la Familia 1 (β_1)	Variable	Media	81,57	°
		Límite Superior	88,37	°
		Límite Inferior	74,76	°
		Desviación Estándar	6,80 °	
Orientación de la Familia 1 (α_1)	Variable	Media	30,51	°
		Límite Superior	37,38	°
		Límite Inferior	23,65	°
		Desviación Estándar	6,87 °	
Buzamiento de la Intersección (β_i)	Variable	Media	51,10	°
		Límite Superior	59,52	°
		Límite Inferior	42,68	°

Tabla 7-30 Parámetros de entrada para evaluación de probabilidad de falla por el mecanismo en cuña				
Parámetro	Condición	Valor Asignado		
		Desviación Estándar	8,42 °	
Orientación de la Intersección (αi)	Variable	Media	318,67	°
		Límite Superior	333,22	°
		Límite Inferior	304,11	°
		Desviación Estándar	14,56 °	
Altura del Talud (H)	Variable	Media	117,59	°
		Límite Superior	134,31	°
		Límite Inferior	100,88	°
		Desviación Estándar	16,72 °	
Peso Unitario			26	kN/m³
Fricción Estratificación			33	°
Fricción Familia 1			33	°
Cohesión Estratificación			0	°
Cohesión Familia 1			0	°
Orientación del Talud (αt)			310	°
Aceleración			Se Varia para cada TR	g
Inclinación de la Cara Superior del Talud			0	°

Fuente: Propia

7.6.4. Estimación de probabilidad de falla

- **Falla planar**

Con escenario de sismo

En el Anexo 1 del presente documento se presentan las Hojas de Cálculo con las cuales se realizó la aplicación del método Estimativos Puntuales, para el cual de acuerdo con lo relacionado en el Numeral 4.3.2, se definieron 5 variables aleatorias, lo que generó 32 diferentes combinaciones para evaluar el Factor de Seguridad, así:

$$FS = \frac{cA + (W(\cos\beta_e - a_H \sin\beta_e)) * \tan\phi}{W(\sin\beta_e + a_H \cos\beta_e)} \quad (7-22)$$

Donde:

$$W = \frac{1}{2} \gamma_r H^2 \left[\left(1 - \frac{z}{H}\right)^2 \cot\beta_e \times (\cot\beta_e \tan\beta_t - 1) \right] \quad (7-23)$$

$$\frac{z}{H} = (1 - \cot\beta_t \tan\beta_e) \quad (7-24)$$

Se Varió la aceleración para los diferentes períodos de retorno y se obtuvo:

Tabla 7-31 Resultados de análisis probabilístico en falla planar en condición sismo				
Período de Retorno (Años)	Media del Factor de Seguridad FS	Desviación Estándar del FS	Índice de confiabilidad	Probabilidad de falla
0	2,520	1,497	1,015	15,50%
31	2,384	1,423	0,973	16,54%
225	2,140	1,289	0,884	18,84%
475	2,084	1,259	0,861	19,46%

Fuente: Propia

Se destaca que dentro del análisis realizado para la falla planar se encontró que al realizar las variaciones con la Desviación Estándar de los buzamientos de la Estratificación y del Talud, se generaban combinaciones que no permitían evaluar el Factor de Seguridad por lo tanto algunas de estas combinaciones se descartaron. Lo anterior debido a que el la orientación del buzamiento del talud y de la estratificación son demasiado similares y las variaciones generaban escenarios en los cuales no se generaban fallas planares, lo cual evitaba la evaluación del Factor de Seguridad.

De acuerdo a los resultados obtenidos, se observa que la Probabilidad de Falla del Talud es coherente con los períodos de retorno del sismo, dado que se evidencia un aumento considerable de la probabilidad de falla a medida que se aumenta el período de retorno.

Con escenario de lluvia

En el Anexo 1 del presente documento se anexan las Hojas de Cálculo con las cuales se realizó la aplicación del método Estimativos Puntuales, para el cual de acuerdo a lo relacionado en el Numeral 4.3.2, se definieron 5 variables aleatorias, lo que generó 32 diferentes combinaciones para evaluar el Factor de Seguridad, así:

$$FS = \frac{cA + (W(\cos\beta_e - U - V\sin\beta_e)) * \tan\phi}{W(\sin\beta_e + V\cos\beta_e)} \quad (7-25)$$

Donde:

$$W = \frac{1}{2} \gamma_r H^2 \left[\left(1 - \frac{z}{H}\right)^2 \cot\beta_e \times (\cot\beta_e \tan\beta_t - 1) \right] \quad (7-26)$$

$$\frac{z}{H} = (1 - \cot\beta_t \tan\beta_e) \quad (7-27)$$

Se Varió la Fuerza del Agua para los diferentes períodos de retorno y se obtuvo:

Tabla 7-32 Resultados de análisis probabilístico en falla planar en condición sismo				
Periodo de Retorno (Años)	Media del Factor de Seguridad FS	Desviación Estándar del FS	Índice de confiabilidad	Probabilidad de falla
2,33	2,519	1,497	1,015	15,51%
5	2,518	1,496	1,015	15,51%
10	2,517	1,495	1,014	15,52%
20	2,516	1,495	1,014	15,53%
25	2,515	1,494	1,014	15,53%
50	2,514	1,494	1,014	15,54%
100	2,512	1,493	1,013	15,55%

Fuente: Propia

De acuerdo a los resultados obtenidos se observa que bajo las consideraciones del análisis efectuado para el factor detonante lluvia en el talud analizado, el Factor de Seguridad y la Probabilidad de Falla estimada no tiene variaciones relevantes con el aumento de los Periodos de Retorno. Este resultado puede estar relacionado al procedimiento sugerido para evaluar la fuerza del agua, dado que en la Tabla 7-27 se observa que la fuerza del agua evaluada para los diferentes períodos de retorno conserva aproximadamente el mismo orden de magnitud, situación que puede estar generando este comportamiento en el Factor de Seguridad.

- **Falla en cuña**

Con escenario de sismo:

En el Anexo 1 del presente documento se presentan las Hojas de Cálculo con las cuales se realizó la aplicación del método Estimativos Puntuales, para el cual de acuerdo a lo relacionado en el Numeral 4.3.2, se definieron 8 variables aleatorias, lo que generó 256 diferentes combinaciones para evaluar el Factor de Seguridad, así:

Cálculo de las normales para cada plano

Se evalúan las Componentes Normales a cada uno de los Planos que se analizaran para el mecanismo de falla en cuña como son:

Componente Normal de la Estratificación (N_E)

Componente Normal de la Familia 1 (N_1)

Componente Normal de la Cara del Talud (N_t)

Componente Normal de la Cara Superior del Talud (N_{sup})

Empleando la siguiente ecuación:

Dirección del Plano	x	y	z
Normal	$\text{sen}(\beta)\text{sen}(\alpha)$	$\text{sen}(\beta)\text{cos}(\alpha)$	$\text{cos}(\beta)$

Valoración de las líneas de intersección de los planos:

Considerando los Planos y las Intersecciones mostradas en la Figura 7-42, se procede a evaluar las direcciones de las Intersecciones:

$$S_5 = N_E \times N_1$$

$$S_1 = N_E \times N_t$$

$$S_3 = N_{sup} \times N_E$$

(7-28)

Cálculo de los ángulos entre los planos

Considerando los ángulos mostrados en la **Figura 7-43**, se realiza la valoración de cada uno de ellos aplicando la siguiente fórmula:

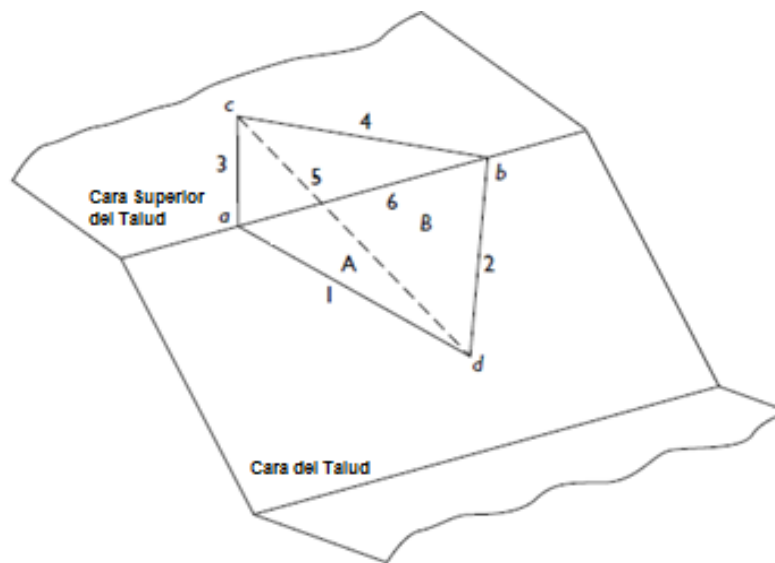
$$\theta_{15} = S_1 \cdot S_5$$

$$\theta_{13} = S_1 \cdot S_3$$

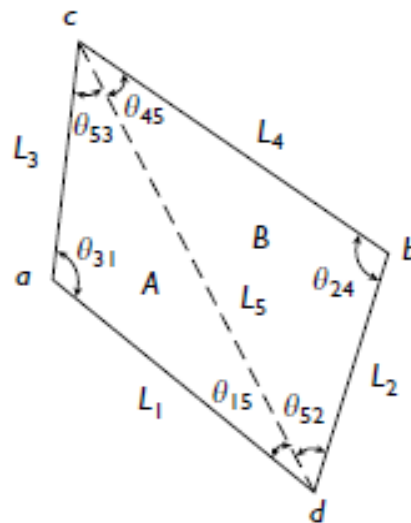
$$\theta_{35} = 180 - \theta_{15} - \theta_{13}$$

(7-29)

Figura 7-42 Esquema representativo de planos que generan una falla en cuña



Fuente: W. Pariseau (2007)

Figura 7-43 Ángulos y longitudes de una cuña típica

Fuente: W. Pariseau (2007)

Cálculo de longitudes de la cuña

Considerando que las dimensiones cuñas y los volúmenes que se generan en el talud están determinadas por la influencia de la Familia 3, tal como se muestra en la Figura 7-44, se decide asumir las Longitud L_1 = Separación de la Familia 3, la cual de acuerdo a lo levantado en campo corresponde aproximadamente a 1 m.

Figura 7-44 Generación de cuñas por la familia 3

Fuente: Propia

Así pues, se procede a realizar el cálculo de las Longitudes faltantes, empleando la siguiente ecuación:

$$\frac{\sin(\theta_{53})}{L_1} = \frac{\sin(\theta_{15})}{L_3} = \frac{\sin(\theta_{31})}{L_5} \quad (7-30)$$

Cálculo del área de la cuña

Con estas distancias es posible evaluar el Área de la Cuña:

$$2A = L_1 L_3 \sin \theta_{13} \quad (7-31)$$

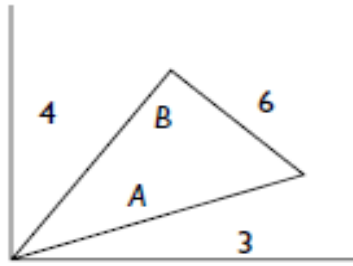
Cálculo del volumen de la cuña

Para evaluar el Volumen de la Cuña, se realiza un análisis geométrico de las discontinuidades presentes, con el cual se evalúan los ángulos:

$$\theta_{46} \quad \theta_{36} \quad \theta_{34}$$

Para lo cual se esquematizan las discontinuidades así:

Figura 7-45 Esquema de las orientaciones de las discontinuidades



Fuente: Propia

Una vez evaluados estos ángulos, se procede a calcular las distancias L_4 y L_6 así:

$$\frac{L_3}{\sin(\theta_{46})} = \frac{L_4}{\sin(\theta_{36})} = \frac{L_6}{\sin(\theta_{34})} \quad (7-32)$$

Posteriormente se evalúa el rumbo de la Línea S6, la cual está asociada a la cara superior del talud, empleando la siguiente ecuación:

Dirección del Plano	x	y	z
Rumbo	$-\cos(\alpha)$	$\sin(\alpha)$	0

Luego se realiza el producto punto entre N_E y N_6 , y se determina el Ángulo (θ_{E6}) entre estos dos planos: $N_E \cdot S_6$, para determinar el volumen de la cuña empleando la siguiente ecuación:

$$V = \frac{1}{3} \cos \theta_{E6} L_6 \text{Área} \quad (7-33)$$

Cálculo del factor de seguridad

Finalmente, se calcula el Factor de Seguridad para los diferentes Periodos de Retorno empleando las siguientes ecuaciones:

$$FS = \frac{N_a * \tan\phi_A + c_A * A_A + N_b * \tan\phi_B + c_B A_B}{W_s} \quad (7-34)$$

Donde:

$$N_a = \frac{W_n * \text{sen}\delta_b}{\text{sen}(\delta_a + \delta_b)} \quad (7-35)$$

$$N_b = \frac{W_n * \text{sen}\delta_a}{\text{sen}(\delta_a + \delta_b)} \quad (7-36)$$

$$W_n = (W * (1 + a_H)) * \cos\beta_i \quad (7-37)$$

$$W_s = (W * (1 + a_H)) * \text{sen}\beta_i \quad (7-38)$$

Los resultados se resumen a continuación:

Tabla 7-33 Resultados de análisis probabilístico falla en cuña				
Periodo de Retorno (Años)	Media del Factor de Seguridad FS	Desviación Estándar del FS	Índice de confiabilidad	Probabilidad de falla
0	1,710	1,460	0,487	31,32%
31	1,648	1,379	0,470	31,92%
225	1,543	1,243	0,437	33,12%
475	1,452	1,209	0,374	35,43%

Se destaca que dentro del análisis realizado para la falla en cuña se encontró que al realizar las variaciones con la Desviación Estándar de los buzamientos de la Estratificación y del Talud, se generaban combinaciones que no permitían evaluar el Factor de Seguridad por lo tanto algunas de estas combinaciones se descartaron. Lo anterior debido a que el buzamiento del talud y de la estratificación son similares y las variaciones generaban escenarios en los cuales no se generaban fallas planares, lo cual evitaba la evaluación del Factor de Seguridad. De acuerdo a los resultados obtenidos, se observa que la Probabilidad de Falla del Talud a medida que se varían los Períodos de Retorno del Sismo, genera un leve aumento de la probabilidad de falla.

Con escenario de lluvia:

Dado que para el análisis se realizó la evaluación del Factor de Seguridad de una cuña generada por la estratificación y la familia de discontinuidades 1, las cuales presentan una separación aproximada de un metro y considerando que las presiones evaluadas representan fuerzas menores para todo el talud, se decide no evaluar el escenario de lluvia en este mecanismo dado que las presiones para las cuñas de las dimensiones analizadas no son considerables.

- **Cálculo de probabilidad total de falla:**

Una vez evaluadas las probabilidades de falla en cada uno de los escenarios, se procede a evaluar la probabilidad de falla total del macizo, así:

$$p_{ft} = 1 - (1 - p_{f1})(1 - p_{f2}) \dots (1 - p_{fn}) \quad (7-39)$$

p_{ft} es la probabilidad total de falla.

p_{fi} es la probabilidad de falla para el escenario i . Este escenario se define por la combinación de lluvia y sismos.

Aplicando esta fórmula se obtuvo una probabilidad total de falla para el mecanismo planar de 85.85% y una probabilidad total de falla para el mecanismo en cuña de 79.81%.

7.6.5. Determinación de volúmenes de bloques

Una vez definido mediante el análisis probabilístico que la falla en cuña generada por la Estratificación – Familia 1 – Talud tiene una alta probabilidad de ocurrir, se decide adoptar el volumen de los bloques que se generan en el macizo y que fueron previamente evaluados mediante un análisis vectorial de acuerdo a lo propuesto en el Numeral 5.2, los cuales se presentan en la Tabla 7-34:

Tabla 7-34 Volúmenes calculados

N°	Volúmenes (m³)	Peso (kN)	Masa (Kg)	N°	Volúmenes (m³)	Peso (kN)	Masa (Kg)
1	0,000094	0,002455	0,25	19	0,008731	0,227015	23,14
2	0,000094	0,002455	0,25	20	0,008731	0,227015	23,14
3	0,000094	0,002455	0,25	21	0,008731	0,227015	23,14
4	0,000094	0,002455	0,25	22	0,008731	0,227015	23,14
5	0,000094	0,002455	0,25	23	0,008731	0,227015	23,14
6	0,000094	0,002455	0,25	24	0,008731	0,227015	23,14
7	0,000094	0,002455	0,25	25	0,008731	0,227015	23,14
8	0,000094	0,002455	0,25	26	0,008731	0,227015	23,14
9	0,000094	0,002455	0,25	27	0,008731	0,227015	23,14
10	0,000094	0,002455	0,25	28	0,008731	0,227015	23,14
11	0,000094	0,002455	0,25	29	0,008731	0,227015	23,14
12	0,000094	0,002455	0,25	30	0,008731	0,227015	23,14
13	0,000094	0,002455	0,25	31	0,008731	0,227015	23,14
14	0,000094	0,002455	0,25	32	0,008731	0,227015	23,14
15	0,000094	0,002455	0,25	33	0,005689	0,147926	15,08
16	0,000094	0,002455	0,25	34	0,005689	0,147926	15,08
17	0,008731	0,227015	23,14	35	0,005689	0,147926	15,08
18	0,008731	0,227015	23,14	36	0,005689	0,147926	15,08

N°	Volúmenes (m³)	Peso (kN)	Masa (Kg)
37	0,005689	0,147926	15,08
38	0,005689	0,147926	15,08
39	0,005689	0,147926	15,08
40	0,005689	0,147926	15,08
41	0,005689	0,147926	15,08
42	0,005689	0,147926	15,08
43	0,005689	0,147926	15,08
44	0,005689	0,147926	15,08
45	0,005689	0,147926	15,08
46	0,005689	0,147926	15,08
47	0,005689	0,147926	15,08
48	0,005689	0,147926	15,08
49	0,016884	0,438993	44,75
50	0,016884	0,438993	44,75
51	0,016884	0,438993	44,75
52	0,016884	0,438993	44,75
53	0,016884	0,438993	44,75
54	0,016884	0,438993	44,75
55	0,016884	0,438993	44,75
56	0,016884	0,438993	44,75
57	0,016884	0,438993	44,75
58	0,016884	0,438993	44,75

N°	Volúmenes (m³)	Peso (kN)	Masa (Kg)
59	0,016884	0,438993	44,75
60	0,016884	0,438993	44,75
61	0,016884	0,438993	44,75
62	0,016884	0,438993	44,75
63	0,016884	0,438993	44,75
64	0,016884	0,438993	44,75
65	0,013546	0,352205	35,90
66	0,013546	0,352205	35,90
67	0,013546	0,352205	35,90
68	0,013546	0,352205	35,90
69	0,013546	0,352205	35,90
70	0,013546	0,352205	35,90
71	0,013546	0,352205	35,90
72	0,013546	0,352205	35,90
73	0,013546	0,352205	35,90
74	0,013546	0,352205	35,90
75	0,013546	0,352205	35,90
76	0,013546	0,352205	35,90
77	0,013546	0,352205	35,90
78	0,013546	0,352205	35,90
79	0,013546	0,352205	35,90
80	0,013546	0,352205	35,90

7.6.6. Análisis de Intensidad para Caída de Rocas

Para este análisis se realizaron las modelaciones en el Software Rocfall®, para cada uno de los volúmenes determinados, considerando la metodología descrita en el Numeral 6, la cual se resume brevemente a continuación:

- Se definieron los límites de las coordenadas, de tal manera que todo el dibujo se pueda visualizar.
- Se definió la geometría del talud, es decir, se dibujó el perfil del talud según las condiciones geométricas de cada escenario.
- Se definieron los materiales y sus parámetros R_n , R_t , ϕ y las desviaciones, el material se nombra como “Afloramiento de Lecho de Roca”.
- Se asignó el material a la ladera que ya se encuentra dibujada.

- Se definieron las condiciones del material de la roca. Se determinó el punto de partida de la trayectoria de la roca y en este se asignó la masa de la roca, la velocidad inicial horizontal y vertical.
- Se definieron las condiciones de la modelación, tales como: el número de rocas utilizadas en el análisis, las cuales fueron 50; también el número de localizaciones horizontales, que equivalen al número de coordenadas en el eje x, se evaluaron 50 localizaciones horizontales.

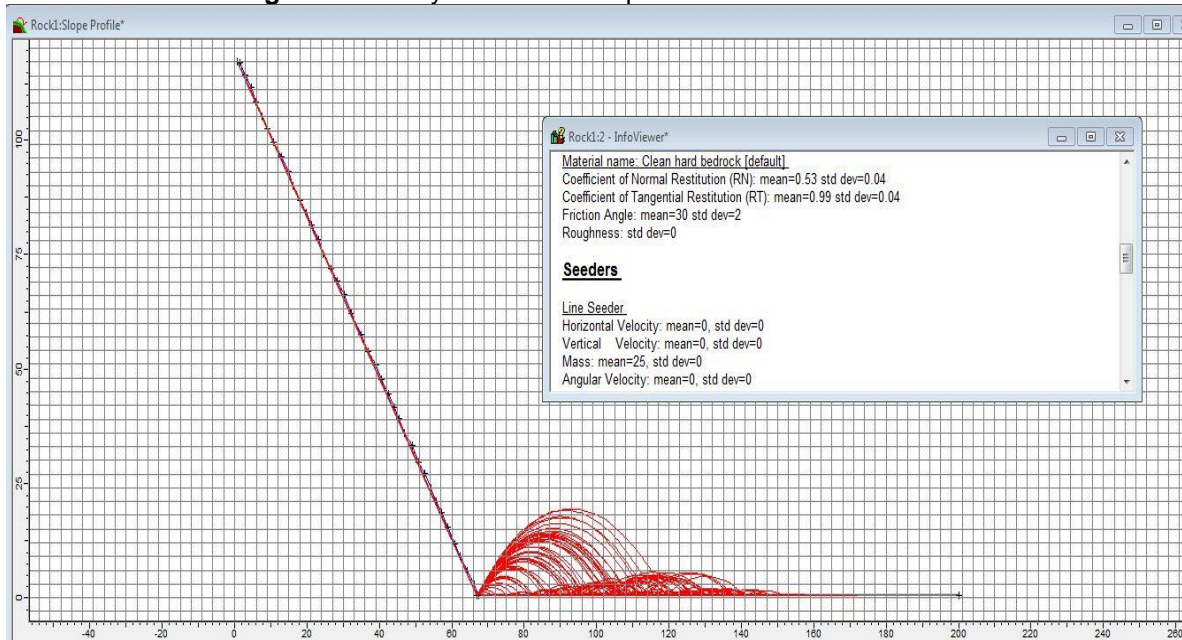
Ejecución del modelo:

Luego de realizar los pasos anteriores, se ejecutó el modelo y se obtuvo un esquema de las trayectorias de las 50 rocas, mostrado en la Figura 7-46, adicionalmente se obtuvo las envolventes de energía cinética y altura de rebote alrededor de la trayectoria. Esta modelación en Rocfall ® se realizó para cada volumen, es decir que se obtuvo para cada escenario una envolvente de energía cinética y de altura de rebote.

Resultados que arroja Rocfall ®

En Rocfall ® se extrajeron las envolventes de la energía cinética y la altura de rebote para cada una de las modelaciones, tomando como ejemplo una de las modelaciones para el talud con una pendiente de 60°, con un ángulo de fricción interna de 30° y para una masa de 25 kg, la envolvente de energía cinética y de altura de rebote se encuentran en la Tabla 7-35 y en la Tabla 7-36 respectivamente; gráficamente también se pueden apreciar estas envolventes de energía cinética y altura de rebote, las cuales están mostradas en la Figura 7-47 y en la Fuente: Propia

Figura 7-48, respectivamente. En el Anexo 3 se encuentran todas las tablas para el resto de escenarios.

Figura 7-46 Trayectorias de bloques obtenidas en Rocfall ®

Fuente: Propia

Tabla 7-35 Envolvente de alturas de rebote

Localización (m)	Altura por encima de la pata del talud (m)
0,84	0,00
4,83	0,24
8,81	0,00
12,79	0,00
16,77	0,00
20,76	0,00
24,74	0,00
28,72	0,00
32,71	0,07
36,69	0,01
40,67	0,21
44,66	0,24
48,64	0,05
52,62	0,02
56,61	0,10
60,59	0,00
64,57	0,03
68,56	2,37

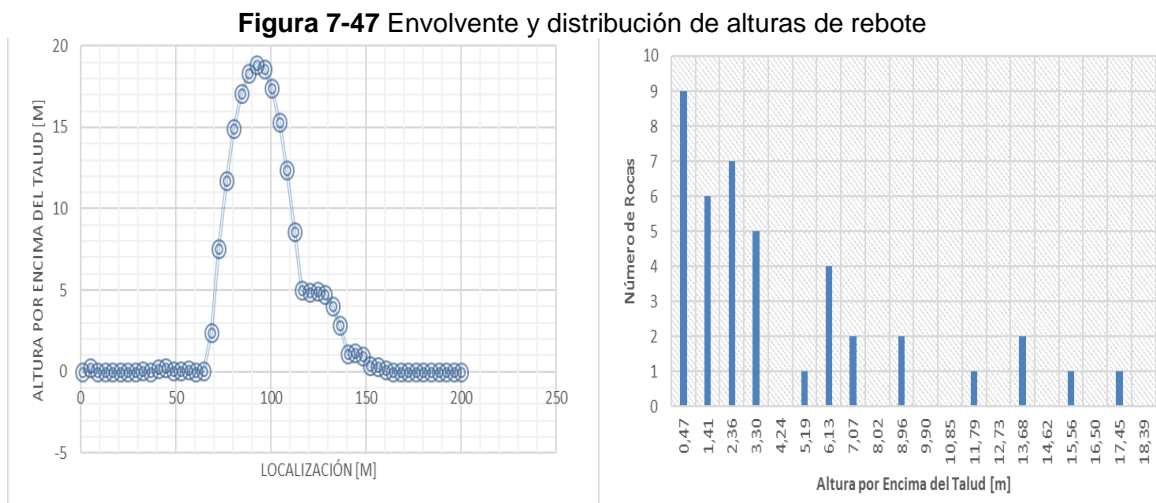
Tabla 7-35 Envolvente de alturas de rebote

Localización (m)	Altura por encima de la pata del talud (m)
72,54	7,54
76,52	11,72
80,51	14,91
84,49	17,11
88,47	18,32
92,45	18,86
96,44	18,56
100,42	17,38
104,40	15,32
108,39	12,39
112,37	8,58
116,35	5,04
120,34	4,89
124,32	4,91
128,30	4,72
132,29	4,04
136,27	2,86
140,25	1,11

Tabla 7-35 Envoltente de alturas de rebote	
Localización (m)	Altura por encima de la pata del talud (m)
144,24	1,18
148,22	0,97
152,20	0,34
156,19	0,30
160,17	0,09
164,15	0,00
168,13	0,00
172,12	0,00

Tabla 7-35 Envoltente de alturas de rebote	
Localización (m)	Altura por encima de la pata del talud (m)
176,10	0,00
180,08	0,00
184,07	0,00
188,05	0,00
192,03	0,00
196,02	0,00
200,00	0,00

Fuente: Propia



Fuente: Propia

Tabla 7-36 Envoltente de energía cinética total	
Localización (m)	Energía cinética total (J)
0,842	0
4,82516	1428,631225

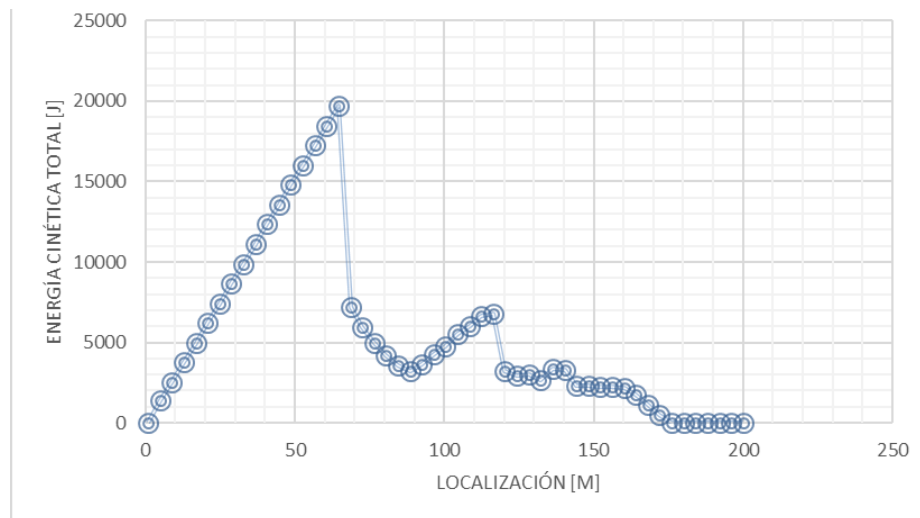
Tabla 7-36 Envoltente de energía cinética total	
Localización (m)	Energía cinética total (J)
8,80832	2535,584628
12,79148	3761,945122

Tabla 7-36 Envolvente de energía cinética total	
Localización (m)	Energía cinética total (J)
16,77464	4988,305616
20,7578	6214,666111
24,74096	7441,026605
28,72412	8667,387099
32,70728	9893,747593
36,69044	11120,10809
40,6736	12346,46858
44,65676	13572,82908
48,63992	14799,18957
52,62308	16025,55006
56,60624	17251,91056
60,5894	18478,27105
64,57256	19704,63155
68,55572	7173,417287
72,53888	5957,908465
76,52204	4957,418942
80,5052	4171,948718
84,48836	3601,497793
88,47152	3246,066166
92,45468	3665,241818
96,43784	4239,486808
100,421	4735,422858
104,40416	5510,338342
108,38732	6022,982641

Tabla 7-36 Envolvente de energía cinética total	
Localización (m)	Energía cinética total (J)
112,37048	6623,481588
116,35364	6778,585139
120,3368	3245,243841
124,31996	2933,722718
128,30312	3030,432989
132,28628	2680,137791
136,26944	3333,082661
140,2526	3316,100609
144,23576	2336,901367
148,21892	2324,932948
152,20208	2261,093244
156,18524	2209,516525
160,1684	2187,394098
164,15156	1722,889327
168,13472	1123,357497
172,11788	523,8256662
176,10104	0
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

Fuente: Propia

Figura 7-48 Envolvente de energía cinética total



Fuente: Propia

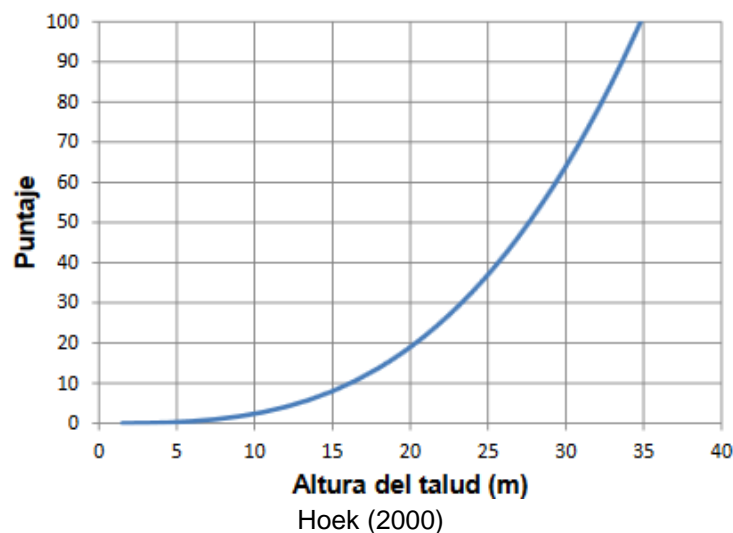
Una vez realizadas estas modelaciones se sugiere realizar un análisis preliminar para la evaluación de la amenaza de los usuarios de la vía, empleando el Sistema RHRS (Pierson, 1991), para esto se debe realizar la evaluación de los siguientes parámetros:

Altura del talud: A mayor altura mayor puntaje, conocida la altura del talud se ingresa a la Figura 7-49 y se determina el puntaje correspondiente.

Efectividad de zanja colectora de rocas: Es una medida de la capacidad de la zanja al pie del talud de retener los bloques que caen, para determinar la efectividad se debe considerar los siguientes factores: Pendiente y altura del talud, altura, ancho y forma de la zanja, cantidad de rocas a caer y afectaciones por irregularidades del talud, para lo cual es de utilidad la historia recolectada por el personal de mantenimiento. Se tienen las siguientes categorías y sus puntajes:

- Buena: 3 puntos, todas o casi todas las rocas quedan en la zanja.
- Moderada: 9 puntos, cuando algunas de las rocas caen a la vía.
- Limitada: 27 puntos, Frecuentemente las rocas caen a la vía.
- Mala: 81 puntos, no existe zanja o es totalmente ineficiente, todas o casi todas las rocas caen en la vía.

Figura 7-49 Puntaje según la altura del talud

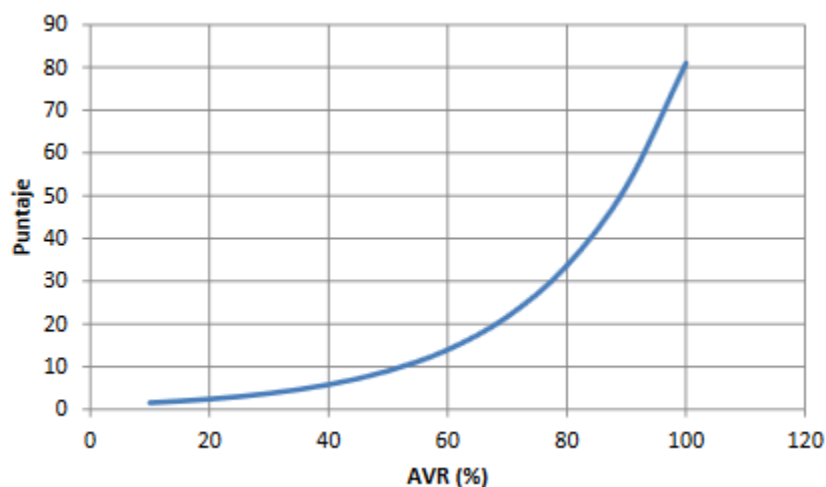


Riesgo de permanencia del vehículo AVR (Average Vehicle Risk): Mide el porcentaje de tiempo que un vehículo permanece en la zona analizada, para su estimación se usa la siguiente expresión:

$$AVR = \left(\frac{ADT \cdot \text{Longitud del tramo de vía}}{\text{Velocidad máxima permitida}} \right) \times 100 \quad (7-40)$$

Donde ADT es el tráfico promedio diario en vehículos por hora, de tal forma que conocido el tráfico promedio diario utilizado en el diseño se expresa el mismo en vehículos por hora. Un valor de 100% significa que al menos un carro permanece todo el tiempo en el sitio, en el caso de un número elevado de vehículos o un tramo muy largo de vía considerado se puede obtener valores superiores al 100% lo cual significa que más de un vehículo está presente en el tiempo considerado. El resultado se aproxima al valor más cercano entre, 25%, 50%, 75% o 100% y se asignan los puntajes 3, 9, 27 u 81 según el caso.

Figura 7-50 Puntaje para el AVR



Pierson (1991).

Porcentaje de decisión de distancia de visión: Refleja la cantidad de tiempo que tiene un conductor para maniobrar si se presenta una caída de rocas o una roca en la vía. Se utilizan los términos DSD (Decision Sight Distance) longitud de la vía en la cual el conductor debe tomar una decisión compleja o instantánea, aproximadamente 10 segundos y ASD (Actual Sight Distance) mayor longitud de la vía en la cual un objeto de 15.2 cm es permanentemente visible desde un altura de 1 m sobre la vía. Para determinar este valor se usa la Tabla 7-37 y la expresión:

$$\text{Porcentaje de decisión de distancia} = \left(\frac{ASD}{DSD} \right) \times 100 \quad (7-41)$$

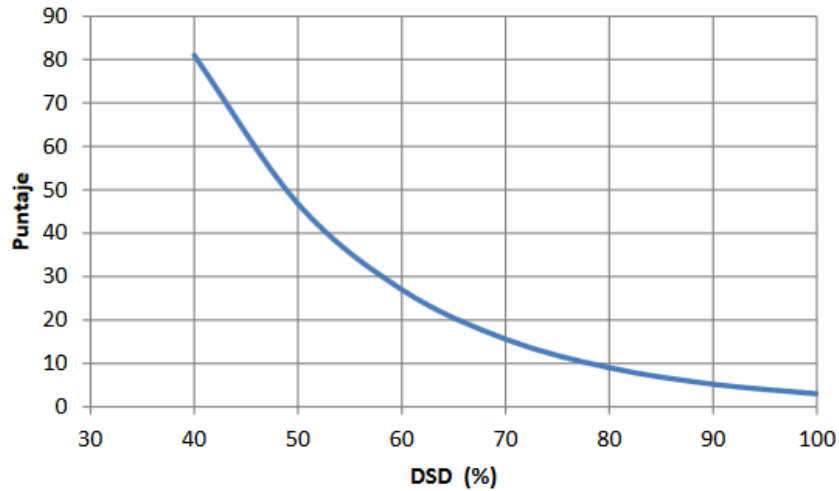
Tabla 7-37 Valores para DSD de acuerdo con el límite de velocidad .

Velocidad (km/h) Señal en la vía	50	60	70	80	90	100	110
DSD (m)	140	170	200	230	270	310	330

Según Bunce (1994) y adaptada a su vez de la AASHTO (1990)

Posteriormente, se emplea la Figura 7-51 para asignar el puntaje a este factor.

Figura 7-51 Puntaje según el porcentaje de DSD



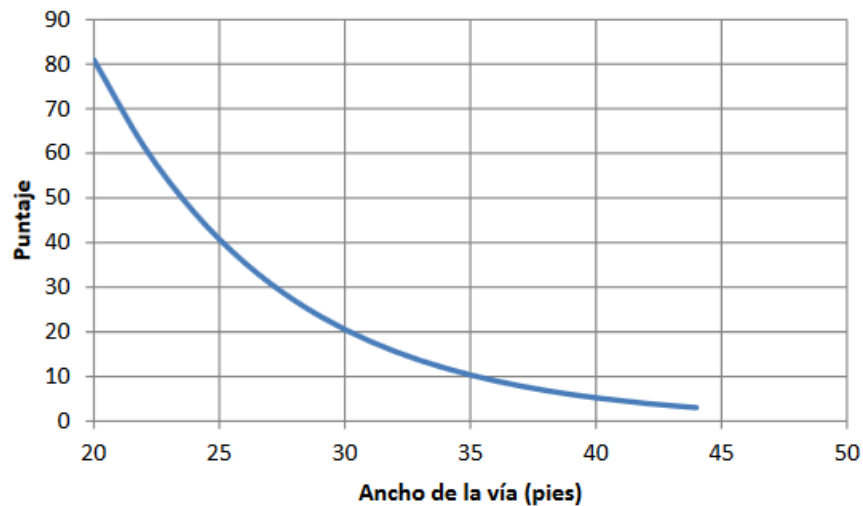
Pierson (1991)

Ancho de la vía: Representa la distancia que tiene el conductor para maniobrar y evitar una roca, se consideran cuatro opciones que corresponden a los anchos normales de las vías (1 a 4 carriles) 13.2 m (44 pies); 10.8 m (36 pies), 4 m (28 pies) y 6 m (20 pies), para estos anchos de vía se asignan respectivamente 3, 9, 27 u 81 puntos. Si el ancho de la vía es distinto a estos valores se toma el más próximo. También se puede utilizar la Figura 7-52 para estimar el puntaje para este factor.

Características geológicas: Se estudian dos clases o categorías; una, taludes en los que predominan alguna discontinuidad estructural, diaclasas, estratificaciones y la otra en la cual predomina la erosión diferencial. A su vez cada una de estas categorías tiene dos sub

divisiones, el primer caso, condición estructural y fricción de la roca y el segundo caso, condición estructural y diferencias en la velocidad de erosión. Cada sub categoría presenta una descripción y esta a su vez tiene asignado un puntaje en la Tabla 7-38. La determinación de estos puntajes debe estar ceñida a una observación y descripción muy cuidadosa de las características del sitio.

Figura 7-52 Puntaje para el ancho de la vía



Pierson (1991)

Tamaños de los bloques: Representa cualquier tipo de evento de caída de rocas que pueda ocurrir en el sitio, se estima de acuerdo con el historial de mantenimiento y por observación. Sin embargo y dado que en este trabajo de grado se realizó la valoración de los volúmenes de los bloques susceptibles a caer, se utiliza la Tabla 7-38 para asociar el puntaje indicado.

Clima y presencia de agua en el talud: Se tienen cuatro categorías, baja o moderada precipitación y sin presencia de agua en el talud; moderada precipitación y presencia intermitente de agua; alta precipitación o presencia continua de agua y alta precipitación continua con presencia de agua. Para determinar estos parámetros se parte de lo observado directamente en el talud respecto a la presencia o no de agua y de los registros de precipitaciones de la zona suministrados por las entidades encargadas de llevar estos registros.

Historia de caídas de rocas: Se selecciona una opción entre, pocas caídas de rocas, ocasionales, muchas y caídas constantes con base en la historia y datos suministrados por el personal del mantenimiento de la vía. En la Tabla 7-38 se presentan los criterios y puntajes para cada parámetro de evaluación.

A continuación se describen cada uno de los parámetros considerados para el análisis:

- Altura del talud: 100 m.
- Efectividad de la zanja: Efectiva, al considerar una franja de 7 m existente en la zona donde se acopian los bloques caídos.

- Velocidad de diseño de la vía: 60 Km/hora.
- Tráfico promedio diario ADT: 724 vehículos/día (Dato obtenido del Estudio de Tránsito y Transporte presentado por la Concesión Alto Magdalena S.A.S.).
- Longitud de vía considerada: 100 m.
- Distancia actual de visión: 45 m (50 % de la longitud de curva).
- Ancho de la vía: 10.3 incluidas bermas.
- Tamaño del bloque a caer entre 0.25 m – 0.4 m, estimado de acuerdo con la separación de las discontinuidades estructurales.
- Volumen total de rocas: Se espera que caiga 2.5 m³.
- Clima y presencia de agua en el talud: moderada precipitación agua ocasional en el talud, según lo observado en el trabajo de campo.
- Historia de caída de rocas en el sitio: Frecuentes.

Así pues, en la Tabla 7-38 se presenta el resumen de cada uno de los parámetros antes relacionados:

Tabla 7-38 Asignación de puntajes RHRS					
CATEGORÍA		CRITERIO DE CLASIFICACIÓN Y PUNTAJE			
		3	9	27	81
Altura del Talud (m)		8	12	23	31
Puntaje Asignado		100			
Efectividad de Zanja Colectora		Buena	Moderada	Limitada	No efectiva
Puntaje Asignado		3			
Riesgo de paso de vehículo		25%	50%	75%	100%
Puntaje Asignado		3			
Porcentaje de decisión de distancia de visión		Adecuada	Moderada	Limitada	Muy Limitada
Puntaje Asignado		9			
Ancho de Vía (m)		13,2	10,8	8,4	6
Puntaje Asignado		9			
Características Geológicas	Caso 1	Condición Estructural	Juntas discontinuas, orientación favorable	Juntas discontinuas, orientación aleatoria	Juntas discontinuas, orientación adversa
		Fricción de la Roca	Rugosa	Ondulada	Planar
	Caso	Condición Estructural	Poca erosión	Ocasional erosión	Bastante erosión
					Muchísima erosión

Tabla 7-38 Asignación de puntajes RHRS					
CATEGORÍA		CRITERIO DE CLASIFICACIÓN Y PUNTAJE			
		3	9	27	81
		diferencial			
	Diferencia en Velocidad de Erosión	Pequeña	Moderada	Larga	Extrema
Puntaje Asignado		27			
Tamaño del Bloque (m)		0,25	0,5	1	1,5
Puntaje Asignado		3			
Volumen de Roca (m3)		2,5	4,5	7	9
Puntaje Asignado		3			
Clima y Presencia de Agua		Baja a moderada precipitación sin agua en el talud	Moderada precipitación o agua intermitente en el talud	Alta precipitación o agua continua en el talud	Muy alta precipitación o agua continua en el talud
Puntaje Asignado		9			
Historia de Caídas		Pocas	Ocasionales	Bastantes Caídas	Caídas Constantes
Puntaje Asignado		9			
TOTAL		175			

Pierson (1991)

El resultado de 175 puntos, corresponde aproximadamente al 21% del puntaje máximo posible, 820 puntos y esto nos sitúa en una condición de amenaza moderada para los usuarios de la vía.

Adicionalmente y de acuerdo a los resultados obtenidos de alturas de rebote y de energía cinética, se observa que las distancias de rebote alcanzan alturas superiores a los 15 m, sin embargo y considerando la distribución de estas alturas, se evidencia que la mayor parte de los bloques que se desprenden tienen alturas de rebote inferiores a 4 m, lo cual es coherente con lo evidenciado en campo. Con relación a la energía cinética total, se determinó que el valor máximo que puede llegarse a obtener corresponde alrededor de 20.000 J.

Esta información, puede ser empleada para el diseño de barreras de contención en la zona de análisis de tal modo que soporten los impactos de rocas con diferentes pesos, volúmenes, formas y velocidades, interceptándolas antes de que alcancen la infraestructura

por proteger. Para realizar estas valoraciones se sugiere calcular la velocidad de impacto de los bloques, empleando la siguiente ecuación:

$$v = \sqrt{\frac{2*Ec}{m}} \quad (7-42)$$

Donde:

Ec = Energía Cinética

m = Masa de los bloques susceptibles a caer.

Posteriormente, es posible calcular el tiempo de impacto el cual se refiere a la duración del contacto entre la roca y un objeto en el momento del choque, para esto (Rivero y Mayorga, 2013), propusieron una prueba experimental consiste en instrumentar un muro de mampostería mediante acelerómetros y aplicarle diferentes impactos con el fin de calcular el tiempo que dura dicho impacto. Una vez es estimado este parámetro es posible calcular la fuerza de impacto de los bloques empleando las siguientes ecuaciones:

$$a = \frac{v}{t} \quad (7-43)$$

$$F = m * a \quad (7-44)$$

Donde a es la aceleración, v es la velocidad, t el tiempo de impacto, F es la fuerza de impacto y m es la masa de la roca, de esta manera, es posible calcular la fuerza de impacto para todas las energías cinéticas. Esta fuerza de impacto analizada en conjunto con las alturas de rebote pueden ser utilizadas en el dimensionamiento y diseño estructural de barreras de contención, este procedimiento se encuentra fuera del alcance de este trabajo de grado, sin embargo se sugiere para futuras investigaciones profundizar en el dimensionamiento de las diferentes barreras de contención considerando todos los análisis aquí desarrollados.

8. Conclusiones y Recomendaciones

Se realizó una detallada consulta bibliográfica de las metodologías que se han desarrollado a nivel mundial y que comúnmente se emplean en zonas propensas a presentar deslizamientos de rocas, en esta recopilación se encontró la aplicación de nuevas tecnologías y el análisis para la determinación de la susceptibilidad y amenaza de manera cuantitativa y cualitativa, estos generalmente, fueron desarrollados en macizos rocosos con algún grado de inestabilidad.

Se sugiere un procedimiento para la determinación de la susceptibilidad de un talud rocoso al deslizamiento, para esto se realizó una detallada revisión de las metodologías existentes y empleadas comúnmente, como resultado de este trabajo se plantea realizar esta valoración empleando el método SMR y combinarla con un análisis de posibilidad cinemática para definir si el talud estudiado tiene una probabilidad alta, media o baja de presentar un deslizamiento.

Se emplearon diferentes ecuaciones para evaluar el factor de seguridad de acuerdo al mecanismo de falla presente en el talud, para realizar este procedimiento se realizó una detallada consulta bibliográfica de los diferentes autores que han desarrollado diferentes ecuaciones para realizar estos cálculos. Dentro de este procedimiento se procuró elegir formulaciones que consideraran los factores detonantes (sismo y lluvia) de tal forma que se consideraran todas las variables desencadenantes de deslizamientos en roca.

Se desarrolló el análisis probabilístico propuesto empleando el método de estimativos puntuales para cada mecanismo de falla. Como resultado de este análisis se realizaron 32 iteraciones para el mecanismo de falla planar para cada uno de los escenarios de sismo y de lluvia obteniendo así once (11) diferentes probabilidades de falla. En el caso de la Falla en Cuña se realizaron 256 iteraciones para el escenario de sismo; sin embargo, para este mecanismo se desestimó la presencia del agua, dado que estas presiones para las cuñas con las dimensiones establecidas son muy pequeñas.

Para el análisis realizado con los diferentes escenarios de lluvia siguiendo la metodología propuesta se obtuvieron probabilidades de falla muy cercanas y que no tuvieron variaciones considerables, por lo cual se recomienda que para futuras investigaciones se analice detalladamente la forma sugerida para calcular la fuerza del agua que actúa en el macizo rocoso, de tal forma que se modele las condiciones reales del agua en el macizo rocoso.

Dentro del análisis probabilístico realizado se encontró que al realizar las variaciones con la desviación estándar tanto para el análisis en falla planar como el análisis para la falla en cuña, algunas combinaciones generaban que el buzamiento de la estratificación y el buzamiento del talud no fueran coherentes. Lo anterior debido a que estos buzamientos son muy similares entre sí y al realizar las posibles combinaciones se generaban escenarios que no producían un deslizamiento planar o una cuña, razón por la cual estos resultados fueron desestimados del análisis probabilístico.

Se evaluó la Probabilidad Total de Falla del macizo rocoso considerando los mecanismos de falla, los diferentes escenarios y los periodos de retorno estudiados, probabilidad total de falla para el mecanismo planar de 85.85% y una probabilidad total de falla para el mecanismo en cuña de 79.81%, lo que evidencia que el mecanismo de falla predominante es el movimiento planar.

Se implementó una metodología para la determinación de los volúmenes de las cuñas basada en un análisis vectorial de las discontinuidades presentes en el talud y en la geometría misma del talud, de tal forma que se lograra considerar las condiciones más cercanas a la realidad. Para este procedimiento se decidió involucrar una Familia adicional a las consideradas en la evaluación del Factor de Seguridad (Familia 3), ya que de acuerdo a lo evidenciado en campo esta familia condiciona completamente el volumen de los bloques que se desprenden.

Se evaluó la intensidad del deslizamiento realizando modelaciones en Rocfall ® en las cuales se consideraron los volúmenes calculados, las condiciones geométricas del talud, los coeficientes de restitución y los parámetros de resistencia; adicionalmente para estas modelaciones se consideró la influencia de la Familia 3 y su correspondiente separación, por lo cual se generaron diferentes puntos de desprendimiento de bloques a lo largo del talud para representar las condiciones reales del talud.

Como resultado de las modelaciones en rocfall ® se obtuvieron las envolventes de las alturas de rebote y de la energía cinética total de los bloques de roca que se desprenden del talud, estos resultados permiten evaluar las medidas de contención que se pueden emplear en el talud y las medidas de mitigación o de protección para evitar el constante desprendimiento de bloques.

Se recomienda que en futuras investigaciones se dé un alcance al presente trabajo de grado, enfocado en análisis de vulnerabilidad para diferentes escenarios, en el cual se empleen las energías y alturas de rebote aquí calculadas para fines más específicos.

9. Bibliografía

Alonso E., Corominas J. y Hürlimann M. (2013), VIII Simposio Nacional sobre Taludes y Laderas Inestables, Centre Internacional de Mètodes Numèrics en Enginyeria (CIMNE).

Arango Ismael F. (2014), Desprendimiento De Rocas En Laderas Una Guía Para La Evaluación Del Riesgo En Vías, Universidad Eafit, Colombia.

Asociación Colombiana de Ingeniería Sísmica (2009), Estudio General de Amenaza Sísmica de Colombia, Comité AIS-300: Amenaza Sísmica.

Baecher Gregory B. and Christian John T. (2003), Reliability and Statistics in Geotechnical Engineering, University of Maryland, USA.

Chavez Abril Miguel A. (2015), Incidencia del agua en los procesos de inestabilidad de taludes y laderas en el centro y norte de la ciudad de Guayaquil, Escuela Superior Politécnica del Litoral.

Cruz Leonardo J. (2012), Análisis Probabilístico de Fallas Superficiales en Taludes Debido a Procesos de Infiltración, Pontificia Universidad Javeriana, Colombia.

Gischig Valentin S., Eberhardt Erik, Moore Jeffrey R., Hungr Oldrich (2015), On the seismic response of deep-seated rock slope instabilities— Insights from numerical modeling, University of British Columbia, University of Utah, Swiss Competence Center for Energy Research.

Goodman Richard E. and Shi Gen-hua (1985), Block Theory and Its Application to Rock Engineering, University of California, Berkeley, USA.

Hidalgo César A. y Pacheco André (2011), Herramientas para Análisis por Confiabilidad en Geotecnia: Aplicación, Universidad de Medellín, Colombia.

Hudson John A. and Harrison John P., Engineering Rock Mechanics an Introduction to the Principles, Imperial College of Science, Technology and Medicine University of London, UK.

Koukouvelas I., Litoseliti A., Nikolakopoulos K., Zygouri V. (2015), Earthquake triggered rock falls and their role in the development of a rock slope: The case of Skolis Mountain – Greece, University of Patras.

Lisle Richard J. y Lesión Peter R., Técnicas de Proyección Estereográfica para Geólogos e Ingenieros Civiles.

Marzoratia S., Luzia L., De Amicisb M. (2002), Rock falls induced by earthquakes: a statistical approach, Università Degli Studi di Milano-Bicocca.

Ming Zhang A., Yueping Yin B., Mauri McSaveney (2015), Dynamics of the 2008 earthquake-triggered Wenjiagou Creek Rock Avalanche, Qingping, Sichuan - China, China University of Geosciences.

Mourad N. Susana (2010), Estudio de Susceptibilidad ante los Procesos de Movimientos en Masa, en la Zona de Puerto La Cruz – Guanta, de los Municipios Sotillo y Guanta, al Noreste del Estado Anzoátegui, Universidad Central de Venezuela.

Oyanguren Pedro R., Monge Leandro A. (2004), Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes.

Pantelidis Lysandros (2008), Rock slope stability assessment through rock mass classification systems, Aristotle University of Thessaloniki.

Pariseau William G. (2006), Design Analysis in Rock Mechanics, University of Utah, USA.

Priest S. D. (1980), The Use of Inclined Hemisphere Projection Methods for the Determination of Kinematic Feasibility, Slide Direction and Volume of Rock Blocks, Pergamon Press.

Priest Stephen D. (1993), Discontinuity Analysis for Rock Engineering.

Rivero Naty V. y Mayorga Andrea P. (2013), Evaluación cuantitativa de la vulnerabilidad física de estructuras de uno y dos pisos por caídas de roca, Pontificia Universidad Javeriana, Bogotá, Colombia.

Rojas Hernán A. (2013), Análisis de la influencia de la Probabilidad de Falla en diseño sobre los costos de mantenimiento de taludes en vías, Pontificia Universidad Javeriana, Colombia.

Romana M. R. (1993), A Geomechanical Classification for Slopes: Slope Mass Rating, Universidad Politécnica Valencia, España.

Salazar Hernández Juan D. (2012), Zonificación de Amenaza por Deslizamientos Inducidos por Sismo, Pontificia Universidad Javeriana.

Sassa Kyoji and Canuti Paolo (2009), Landslides – Disaster Risk Reduction.

Servicio Geológico Colombiano (2015), Guía Metodológica para Estudios de Amenaza, Vulnerabilidad y Riesgo por Movimientos en Masa.

Sánchez Calderón César E. y Urrego Hoyos Luis F. (2011), Metodología para la Evaluación de Riesgo en Corredores Viales, Pontificia Universidad Javeriana.

Stournaras George C. (2008), Hydrogeology and vulnerability of limited extension fissured rocks islands Ecohydrological, University of Athens.

Tarbutck T. E., Lutgens F. K. (2005), Ciencias de la Tierra una Introducción a la Geología Física, Octava Edición, Prentice Hall.

Vargas Rodrigo M., Curvas Sintéticas Regionalizadas de Intensidad-Duración-Frecuencia para Colombia, Universidad de los Andes, Colombia.

Werner Joerg (1996), Introducción a la Hidrogeología Primera Edición, Universidad Autónoma de Nuevo León.


Wyllie Duncan C. and Mah Christopher W. (2004), Rock Slope Engineering Civil and mining, 4th edition.


Zamudio C. Juan (2011), La Teoría de Bloques Aplicada a La Mecánica de Rocas, Instituto Politécnico Nacional, México D.F.

A. Anexo 1: Matriz de Referencias Bibliográficas

 <div> UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA </div>	METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS					
Título		Autor		Fecha de Publicación				
Determinación de Fuentes de Caída de Rocas en una Zona de Asentamiento Urbano Mediante el Uso de Reglas Basadas en Evaluación Difusa.		H. Aksoy M. Ercanoglu		4 de Julio de 2006				
				Identificación F-01				
Descripción General				Escala				
Busca llevar a cabo un análisis difuso basado en reglas difusas sobre los datos de las discontinuidades presentes en las andesitas de la ciudad de Ankara (Turquia) con el fin de determinar las posibles fuentes de caídas de rocas en una zona de asentamiento urbano.				Local				
Metodología de Análisis								
<p>Para elaborar este estudio se desarrollaron las siguientes etapas:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Estudio detallado de campo de acuerdo con los estándares establecidos por la ISRM "Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas". 2. Determinación de las familias de discontinuidades más relevantes empleando el software DIPS . 3. Identificación y mapeo de zonas de incidencia por caídas de rocas mediante estudios de campo y comunicación con los habitantes de la zona. 4. Selección y preparación de los criterios de análisis, con base en las observaciones realizadas en campo se eligieron las características de las discontinuidades y del talud natural, como son: diferencia de altitud, número promedio de discontinuidades, número promedio de cuñas, número promedio de zonas potenciales de deslizamiento. 5. Luego de esto se inicia el análisis difuso, para el cual se ejecutan las siguientes etapas: <ol style="list-style-type: none"> a. Especificar el Problema: para esto se seleccionan los parámetros de entrada mencionados en el numeral anterior los cuales se consideran claves para la iniciación de caída de rocas. b. Definición de los conjuntos difusos los cuales representan el efecto de los diferentes parámetros de entrada sobre los taludes en roca para convertirlos en posibles fuentes de caídas de rocas, se emplearon funciones de asociación triangulares y trapezoidales para definir los parámetros de entrada y salida en el software MATLAB. c. A cada parámetro de las zonas potenciales de caídas de roca le fueron asignados tres valores lingüísticos (bajo, medio y alto) y se definieron 81 reglas para producir el resultado considerando todas las posibles combinaciones. d. Luego se hace una combinación entre los conjuntos difusos, las reglas difusas y modelo difuso lingüístico de Mamdani por medio de un cuadro de herramientas de lógica difusa. En primer lugar, las entradas se procesan para producir una salida por medio de conjuntos difusos definidos previamente y reglas difusas. Entonces, del modelo Mamdani se emplearon fusificación, evaluación regla, agregación y defuzzificación procesos. e. Los resultados del sistema de análisis difuso basado en reglas se emplearon para producir las áreas con posibilidad de ser fuentes de caídas de rocas, para esto se emplearon las salidas del sistema para producir mapas de fuentes de caídas de rocas con base en los conjuntos difusos y reemplazando los valores de entrada por las definiciones lingüísticas. f. Finalmente se empleó el software Conefall (2003) para estimar aproximadamente el potencial de caída de rocas en las zonas propensas establecidas en el literal anterior. 								
Aplicabilidad								
De acuerdo a la capacidad de aplicar las técnicas de lógica difusa, esta metodología se puede aplicar en zonas rocosas con alto potencial de desprendimiento de bloques con el ánimo de identificar las zonas más propensas a desprendimientos y generar un mapa de amenaza de caídas de rocas.								
Resultados								
Mapa potencial de riesgos por caída de rocas resaltando las zonas con probabilidad alta y media. En este mapa se identifican las áreas fuentes de rocas y se les asigna un valor cualitativo de acuerdo a su potencial de desprendimiento de bloques.								
Parámetros Analizados								
<ol style="list-style-type: none"> 1. Diferencia de Altitud: Se da de acuerdo a la morfología del talud rocoso. 2. Número Promedio de Discontinuidades: Se calcula de acuerdo al espaciamiento entre discontinuidades presentes en la roca. 3. Número Promedio de Cuñas: Para esto se consideró que para que se puedan formar cuñas es necesario que se intersecten al menos dos familias de discontinuidades. 4. Zonas Potenciales de Deslizamiento: Se determinaron con base a las orientaciones de las familias de discontinuidades. 								
<table border="1"> <tr> <th data-bbox="178 1627 743 1669">Ventajas</th> </tr> <tr> <td data-bbox="178 1669 743 1827"> <ul style="list-style-type: none"> - Facilita la identificación de fuentes de rocas. - Permite la elaboración de mapas de amenaza de acuerdo a la susceptibilidad del área de estudio al desprendimiento de bloques. - Los parámetros de entrada al modelo se obtienen mediante levantamientos. </td> </tr> </table>		Ventajas	<ul style="list-style-type: none"> - Facilita la identificación de fuentes de rocas. - Permite la elaboración de mapas de amenaza de acuerdo a la susceptibilidad del área de estudio al desprendimiento de bloques. - Los parámetros de entrada al modelo se obtienen mediante levantamientos. 	<table border="1"> <tr> <th data-bbox="776 1627 1469 1669">Desventajas</th> </tr> <tr> <td data-bbox="776 1669 1469 1827"> <ul style="list-style-type: none"> - Se requiere un amplio conocimiento en modelos de lógica difusa. - Los mapas obtenidos no siempre son consistentes debido a la naturaleza compleja de los macizos rocosos. - En la elección de los parámetros de entrada se deben elegir las variables que determinan la ocurrencia de los desprendimientos de bloques, esta actividad involucra mucha incertidumbre. </td> </tr> </table>			Desventajas	<ul style="list-style-type: none"> - Se requiere un amplio conocimiento en modelos de lógica difusa. - Los mapas obtenidos no siempre son consistentes debido a la naturaleza compleja de los macizos rocosos. - En la elección de los parámetros de entrada se deben elegir las variables que determinan la ocurrencia de los desprendimientos de bloques, esta actividad involucra mucha incertidumbre.
Ventajas								
<ul style="list-style-type: none"> - Facilita la identificación de fuentes de rocas. - Permite la elaboración de mapas de amenaza de acuerdo a la susceptibilidad del área de estudio al desprendimiento de bloques. - Los parámetros de entrada al modelo se obtienen mediante levantamientos. 								
Desventajas								
<ul style="list-style-type: none"> - Se requiere un amplio conocimiento en modelos de lógica difusa. - Los mapas obtenidos no siempre son consistentes debido a la naturaleza compleja de los macizos rocosos. - En la elección de los parámetros de entrada se deben elegir las variables que determinan la ocurrencia de los desprendimientos de bloques, esta actividad involucra mucha incertidumbre. 								

 <div> UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA </div>		METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título		Autor		Fecha de Publicación	
Zonificación por Susceptibilidad a Caídas de Rocas a Gran Escala: Desde un Inventario Geomorfológico para la Planeación Preliminar del Uso del Suelo.		Ramon Copons Joan M. Vilaplana		26 de Julio de 2008	
				Identificación	
				F-02	
Descripción General				Escala	
Analiza la susceptibilidad a caída de rocas en una montaña rocosa muy extensa en los Cerros Perineos, tanto en el talud de la montaña como en la zona expuesta ubicada debajo del mismo, con base en un análisis geomorfológico y un inventario histórico que permite verificar la presición de los volúmenes de las caídas de rocas establecidos por el análisis geomorfológico.				Regional	
Metodología de Análisis					
<p>Se describen en el siguiente orden los pasos realizados para lograr los objetivos propuestos:</p> <ol style="list-style-type: none"> Inventario de Caída de Rocas: para este paso se realizaron tres tipos de inventarios con el ánimo de generar un escenario completo de la zona, a continuación se describe la finalidad de cada uno de estos: <ol style="list-style-type: none"> Geomorfológico: Provee valiosa información con relación a los desprendimiento de rocas de menor importancia que permiten un mayor análisis de la susceptibilidad. Este inventario se desarrolló en tres etapas: (i) fotointerpretación de fotografías aéreas, (ii) observaciones in situ y (iii) observaciones desde helicópteros; todo con el fin de analizar todas las zonas inclusive las de difícil acceso. Histórico: Es una lista de eventos obtenidas a partir de averiguaciones con testigos, consulta de documentos históricos, datos de caídas de rocas recientes obtenidos del Plan de Vigilancia, este tipo de inventario se realiza con el fin de verificar la confiabilidad de los resultados obtenidos con en análisis geomorfológico. Los resultados de este inventario fueron agrupados de acuerdo a su volumen en m3. Reciente: Se obtuvo información gracias al Plan de Vigilancia implementado en la zona desde 1999, este plan consiste en cartografiar las principales características de las caídas de rocas inmediatamente después de su ocurrencia tales como: cicatriz del terreno, trayectoria con base en los daños a la vegetación y algunas características de los bloques caídos como su posición y volumen. Zonificación de Susceptibilidad por Caída de Rocas: La evaluación de susceptibilidad se realizó para caídas de rocas con un volumen de hasta cientos de metros cúbicos y se realizó en las siguientes etapas: <ol style="list-style-type: none"> Seccionamiento de la Pendiente de la Roca en Unidades Pequeñas: La división se realizó en "Unidades de Talud" de acuerdo con los aspectos que contribuyen a la inestabilidad como son: resitencia, meteorización, orientación de las discontinuidades, características de las juntas y filtraciones. Esto se realizó con el fin de garantizar que el proceso de trabajo sea manejable. El área de estudio se secciono en doscientas unidades de talud con áreas desde 1.000 m2 a 30.000 m2. Análisis de Susceptibilidad: Se calculó la densidad de los indicadores geomorfológicos para cada unidad de talud y el resultado se expreso en el número de indicadores por m2, y se asignaron valores de alto, moderado y bajo con base en la concentración de indicadores geomorfológicos. Susceptibilidad a Caída de Rocas en el Área Expuesta: Esto se realizó con dos propósitos: establecer los límites de la zona expuesta y y analizar los bloques de rocas que tengan la probabilidad de caer en esta área. Este análisis se realizó en dos etapas: <ol style="list-style-type: none"> Seleccionar el modelo empírico más confiable para analizar las distancias de viaje para así predecir la probabilidad de alcance: Se estudiaron dos modelos (i) Ángulo de Alcance y (ii) Ángulo de Sombra,. Evaluar la susceptibilidad usando la probabilidad de alcance de los bloques: Esta etapa comprende la ejecución de dos actividades: (i) Establecer los niveles de exposición de cada área de acuerdo a la susceptibilidad de la pendiente de la roca y (ii) Límites de los niveles de susceptibilidad de acuerdo a la probabilidad de alcance. 					
Aplicabilidad					
Esta metodología es aplicable para realizar un diagnóstico preliminar en zonas extensas con relación a la susceptibilidad de las mismas a caídas de rocas, para su aplicación se requiere de información clave proporcionada por inventarios de diferentes características. Aunque la información obtenida como resultado de este método es valiosa para la planeación del uso del suelo, se considera únicamente como una evaluación preliminar de las condiciones de inestabilidad de la zona.					
Resultados					
Se generó un mapa de susceptibilidad donde se presentan las áreas expuestas a caídas de rocas a diferentes niveles: alto, moderado, bajo o muy bajo. Este mapa permite a las entidades encargadas de la planeación y uso de la tierra una visión preliminar sobre la ubicación de asentamientos en zonas con menor exposición a caídas de rocas.					
Parámetros Analizados					
<ol style="list-style-type: none"> Indicadores geomorfológicos obtenidos a partir del análisis geomorfológico. Distribución de volúmenes de bloques obtenidos en el inventario histórico. 					
Ventajas <ul style="list-style-type: none"> - El resultado de esta metodología consiste en un mapa en el cual se limitan las áreas con diferentes niveles de exposición a caída de rocas, es de fácil lectura para cualquier tipo de lector. - Este mapa es considerado como la información preliminar requerida para la planeación del uso del suelo. - Permite identificar que elementos están en las zonas con mayor amenaza e iniciar planes de contingencia o re-ubicación. 			Desventajas <ul style="list-style-type: none"> - Debido a la escala de estudio se requiere ejecutar análisis más detallados que permitan determinar con mayor precisión los niveles de amenaza. - Los datos de entrada al modelo en su mayoría son históricos, lo que limita su aplicación a zonas qe han sido objeto de estudio durante décadas. 		

 <div>UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA</div>		METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título		Autor		Fecha de Publicación	
Distribución Volumétrica y Espacial de Caídas de Bloques Usando Modelos de Decisión Tipo Árbol y Sistemas de Información Geográfica.		C. Abdallah		28 de Mayo de 2010	
				Identificación	
				F-03	
Descripción General				Escala	
Predice y cartografía la distribución geográfica y los volúmenes de las caídas de rocas en el libano central usando sensores remotos, sistemas de información geográfica y modelos de decisión tipo árbol. Se analizaron once parámetros del terreno para generar una explicación estadística a la ocurrencia de la caída de bloques.				Regional	
Metodología de Análisis					
<p>Para cartografiar la distribución volumétrica se realizaron varios pasos que involucran el procesamiento de imágenes satelitales y estudios de campo con el fin de delinear los bloques existentes y estimar sus dimensiones. A continuación se relacionan los pasos requeridos para lograr los objetivos planteados:</p> <p>1. Elección del Modelo: Se eligio un modelo de decisión tipo árbol el cual muestra como el valor de una variable puede ser predecido usando los valores de un conjunto de variables predictores, en el artículo se establecen las ventajas que motivaron su implementación.</p> <p>2. Distribución y Dimensiones de los Bloques: En el área de estudio se detectaron las caídas de bloques a través de la interpretación visual de los datos de los sensores remotos, su localización geográfica fue determinada usando GPS y para la determinación de sus dimensiones se realizaron mediciones en campo con cinta.</p> <p>3. Colección de Parámetros Predictores de la Ocurrencia de Caída de Rocas: Los factores que influyen las caídas de rocas pueden ser representados por los siguientes parámetros: litología, proximidad a fallas, tipo de suelo, distancia a líneas de drenaje, elevación, pendiente, etc. los cuales son empleados estadísticamente para explicar las caidas de los bloques. Todos estos parámetros fueron obtenidos a partir de interpretación de imagines, análisis de modelos digitales del terreno y estudios de campo.</p> <p>4. Análisis Estadístico: Todos los parámetros predictores fueron superpuestos con los puntos de las caídas de bloques, esta superposición permitio definir para cada una de las 62 caídas de bloques las clases paramétricas que definen donde se van a encontrar las caídas de bloques, esto se resume en una tabla que correlaciona la ocurrencia de las caídas de bloques con cada categoria que categoriza cada parámetro del terreno. Con esta tabla se establecieron los modelos tipo árbol de la siguiente manera:</p> <p>a. Modelo de Decisión Tipo Árbol sin Podar: Se generó con base en la tabla perviamente descrita siguiendo los siguientes pasos: (i) Encontrar la mejor división a través la examinación de cada uno de los parámetros predictores, (ii) Crear dos nodos secundarios, (iii) Determinar dentro de cual de los nodos secundarios va cada ubicación de cambo y (iv) continuar con el proceso hasta que se cumpla el criterio del tamaño del nodo mínimo.</p> <p>b. Modelo de Decisión Podado: Este se realizó con el fin de alcanzar una mayor exactitud .</p> <p>5. Construcción y Comparación de los Mapas de los Volúmenes de Caídas de Bloques: Usando los resultados de los modelos de decisión tipo árbol podados y no podados se produjeron estos mapas bajo un ambiente tipo GIS.</p>					
Aplicabilidad					
Esta metodologia es aplicable en zonas propensas al desprendimiento de bloques, la cual debe ser estudiada detalladamente mediante el uso de sensores remotos, sistemas de información geográfica e imágenes satelitales. De esta forma se puede obtener información sobre el volumen aproximado de los bloques susceptibles a desprenderse con una buena aproximación .					
Resultados					
Se produce un mapa de los volúmenes de caídas de rocas, en el cual se presentan seis tipos de clases que son: ausencia de bloques, volúmenes menores a 1000 m3 (Muy Bajo), volúmenes entre 1000 m3 y 2000 m3 (Bajo), volúmenes entre 2000 m3 y 3000 m3 (Medio), volúmenes entre 3000 m3 y 4000 m3 (Alto) y volúmenes mayores a 4000 m3 (Muy Alto).					
Parámetros Analizados					
<div><div>1. Litología.</div><div>2. Proximidad a Zona de Falla</div><div>3. Tipo de Cárstico</div><div>4. Tipo de Suelo</div><div>5. Proximidad a la Línea de Drenaje</div><div>6. Elevación</div><div>7. Inclinação de la Pendiente</div><div>8. Aspecto de la Pendiente</div><div>9. Cuervatura de la Pendiente</div><div>10. Uso del Suelo</div><div>11. Cercania a Vías</div></div>					
Ventajas			Desventajas		
<div>- Permite la estimación de los volúmenes de los bloques, lo que permite diseñar medidas de contingencia con valores muy cercanos a la realidad.</div> <div>- El modelo empleado considera 11 parámetros que definen el tamaño de los bloques, esto nos permite hacer una evaluación exacta.</div> <div>- Una vez establecido el modelo de decisión puede acomodarse facilmente a las condiciones geológicas, geomorfológicas y ambientales de la zona de estudios.</div>			<div>- Se debe tener un amplio conocimiento en la generación y aplicación de modelos de decisión.</div> <div>- Se debe realizar un estudio con tecnologías que permitan la recopilación detallada de la inforación de la zona, que algunas veces es difícil de aplicar.</div> <div>- Los resultados obtenidos, debido a la naturaleza simplista del método son unicamente predictivos y se requiere aplicar otras metodologías para comparar y validar sus resultados.</div>		

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA	METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS	FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS			
Título	Autor	Fecha de Publicación			
Evaluación Cuantitativa del Riesgo Residual por Caídas de Rocas en Áreas Protegidas	Jordi Corominas Ramon Copons José Moya Joan Vilaplana Joan Altimir Jordi Amigó	27 de septiembre de 2015			
		Identificación			
		F-04			
Descripción General		Escala			
Se presenta la evaluación de riesgo por caída de rocas en la región de andorra, antes y después de la implementación de trabajos de mitigación. Para calcular el nivel de riesgo fue necesario: (i) Identificar las áreas potencialmente sensibles a la liberación de bloques, (ii) Obtener la distribución de volúmenes de las caídas de rocas, (iii) Determinar la frecuencia de los eventos de caídas de rocas y (iv) Desarrollar un análisis de trayectorias empleando un modelo numérico en 3D (Euroblock) que proporciona distancias de viaje esperadas y la energía cinética de los bloques.		Regional			
Metodología de Análisis					
<p>Se establece la siguiente metodología para la evaluación cuantitativa del riesgo: (1) Análisis de riesgo por caída de rocas por medio de la determinación de la relación entre la frecuencia y la magnitud de las caídas de rocas en el área amenazada, (2) Estimación de la probabilidad de que las caídas de rocas golpeen construcciones o viviendas ubicadas en la base del macizo, (3) Determinación de la vulnerabilidad de los elementos expuestos y (4) Evaluación de la eficiencia de las barreras de caídas de rocas para detener los bloques caídos y cálculo del riesgo residual debido a los bloques capaces de superar las barreras. A continuación se describen cada uno de estos:</p> <p>1. Determinación de los Componentes del Riesgo:</p> <p>a. Identificación de las Áreas de Liberación: Se elaboró basado en la presencia de dos indicadores de inestabilidad (i) presencia de bloques parcialmente separados y (ii) presencia de macizos rocosos que descansan sobre juntas orientadas desfavorablemente que afloran en la cara del acantilado. Las zonas que presenten estas características se cartografiaron y se consideran como puntos de comienzo para el análisis de trayectorias.</p> <p>b. Magnitud del Evento: Para la evaluación de este parámetro se consideran dos aspectos que definen el tamaño de los bloques el espaciamiento y la persistencia de las discontinuidades, de igual manera se asume que los bloques caídos no se van a desintegrar durante su trayectoria de caída. Dentro del ejercicio de cálculo se realizaron diferentes levantamientos de las discontinuidades en campo y se calcularon los volúmenes de los bloques considerándolos como un prisma cuyas dimensiones son iguales al espaciamiento que existe entre los tres conjuntos principales de discontinuidades y fueron complementados con los volúmenes de los bloques desprendidos observados durante trabajos de campo.</p> <p>c. Evaluación de la Frecuencia: La frecuencia fue determinada con base en aproximaciones estadísticas, se plantearon relaciones Magnitud Vs. Frecuencia Acumulada con base en los registros históricos de caídas de rocas y en análisis dendrogeomorfológicos. Los registros históricos se generaron a partir de consultas a la población, periódicos y archivos locales, y reportes de bomberos y del ministerio de obras públicas. El análisis dendrogeomorfológico provee una estimación independiente de la frecuencia de caída de rocas, se realiza un análisis de acuerdo a la alteración a los árboles producida por los bloques, esta información permanece grabada en los anillos de los árboles y es útil para determinar la fecha del evento.</p> <p>2. Evaluación del Riesgo:</p> <p>a. Vulnerabilidad: Se reconocen dos factores claves que controlan el nivel de daño producido por una caída de rocas: a intensidad del impacto y la naturaleza del elemento. La intensidad del impacto depende de la energía cinética y esta a su vez del volumen y velocidad esperada de los bloques, esta información fue analizada a partir de registros históricos.</p> <p>b. Evaluación del Riesgo en la Parte más Baja del Talud no Protegida: Se realizó un análisis de la intensidad y distancia de viaje de los bloques susceptibles a caer por medio de un análisis de trayectorias con "Eurobloc" que es un código de simulación de caídas de rocas, esta simulación se realizó empleando rangos de volúmenes de acuerdo a la distribución de frecuencias de volúmenes previamente calculada.</p> <p>c. Evaluación del Riesgo de Elementos: Se realizó un análisis de riesgo a propiedades y personas considerando riesgo individual y riesgo como sociedad.</p> <p>d. Diseño de Medidas de Protección: Se implementaron tres medidas de mitigación: (i) Zonificación de amenaza y restricciones del uso de tierra, (ii) Construcción de vallas de defensa y (iii) Plan de supervivencia.</p> <p>3. Evaluación del Riesgo Residual: Se evalúa la eficiencia de las barreras considerando dos escenarios: la presencia de una sola línea de defensas y la existencia de defensas superiores e inferiores.</p>					
Aplicabilidad					
Este método es aplicable en zonas habitadas con alta ocurrencia de caídas de rocas, con este es posible diseñar o validar las medidas de mitigación implementadas en la zona, para lograr desarrollarlo se debe realizar un estudio y monitoreo constante de la zona con el fin de recopilar la información necesaria.					
Resultados					
Se realiza una zonificación de amenaza a caídas de rocas y se establecen subsecuentemente el uso del suelo, a raíz del estudio de trayectoria de los bloques se diseñan barreras de contención contra los bloques, se diseña un plan de supervivencia para ejecutar en caso de presentarse un evento, se evalúa el riesgo residual y con base a este se desarrollan medidas de mitigación para superarlo.					
Parámetros Analizados					
1. Análisis litológico del macizo 2. Características de las discontinuidades 3. Distribución de volúmenes 4. Registros históricos de eventos					
<table border="1"> <tr> <th>Ventajas</th> </tr> <tr> <td> - Permite realizar una comparación del riesgo antes y después de la implementación de estructuras de contención. - Considera la magnitud y frecuencia de los bloques que tienen probabilidad de alcanzar la zona de estudio. - Analiza las características de las discontinuidades presentes en la zona, esto permite considerar las condiciones del macizo rocoso. </td> </tr> </table>	Ventajas	- Permite realizar una comparación del riesgo antes y después de la implementación de estructuras de contención. - Considera la magnitud y frecuencia de los bloques que tienen probabilidad de alcanzar la zona de estudio. - Analiza las características de las discontinuidades presentes en la zona, esto permite considerar las condiciones del macizo rocoso.	<table border="1"> <tr> <th>Desventajas</th> </tr> <tr> <td> - No se evalúa la probabilidad de impacto de los bloques de rocas con las personas que están fuera de las viviendas. - El análisis considera que cuando una caída de rocas afecta las barreras defensivas, esta es reparada inmediatamente. - No considera la caídas de rocas de gran tamaño, por lo cual el diseño de las barreras defensivas puede ser insuficiente para estos eventos. </td> </tr> </table>	Desventajas	- No se evalúa la probabilidad de impacto de los bloques de rocas con las personas que están fuera de las viviendas. - El análisis considera que cuando una caída de rocas afecta las barreras defensivas, esta es reparada inmediatamente. - No considera la caídas de rocas de gran tamaño, por lo cual el diseño de las barreras defensivas puede ser insuficiente para estos eventos.
Ventajas					
- Permite realizar una comparación del riesgo antes y después de la implementación de estructuras de contención. - Considera la magnitud y frecuencia de los bloques que tienen probabilidad de alcanzar la zona de estudio. - Analiza las características de las discontinuidades presentes en la zona, esto permite considerar las condiciones del macizo rocoso.					
Desventajas					
- No se evalúa la probabilidad de impacto de los bloques de rocas con las personas que están fuera de las viviendas. - El análisis considera que cuando una caída de rocas afecta las barreras defensivas, esta es reparada inmediatamente. - No considera la caídas de rocas de gran tamaño, por lo cual el diseño de las barreras defensivas puede ser insuficiente para estos eventos.					


 <div> UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA </div>	METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS		
Título		Autor		Fecha de Publicación	
Aproximación Probabilística para la Evaluación del Riesgo por Caídas de Rocas: Potencial de los Datos Históricos		C. Dussauge-Preisser A. Helmstetter J.-R. Grasso D. Hantz P. Desvarreux M. Jeannin A. Giraud		21 de enero de 2002	
				Identificación	
				F-05	
Descripción General				Escala	
Se realiza un estudio sobre la distribución de volúmenes de caídas de rocas en tres casos de inventarios de caídas de rocas y se ajustaron los datos observados a una ley de distribución de potencias, la cual fue propuesta recientemente para describir distribuciones de volumen de deslizamientos y caídas de rocas. Se uso esta distribución estadística de los eventos pasados para estimar las tasas de ocurrencia en las áreas estudiadas. Luego del desarrollo de la metodología se encontró buena concordancia entre las distribuciones de volumen observadas y un ajuste a la ley de distribución de potencias. Al final se discuten los sesgos producidos por una mala calidad de los inventarios de caídas de rocas y la sensibilidad para extrapolar las predicciones.				Local Regional	
Metodología de Análisis					
<p>La metodología planteada por los autores para lograr sus objetivos se describe a continuación:</p> <ol style="list-style-type: none"> Análisis Estadístico de Tres Inventarios de Caídas de Rocas: <ol style="list-style-type: none"> Características de los Inventarios de Caídas de Rocas: Se exponen los diferentes problemas causados por el manejo de información que no sea recolectada en el mismo periodo de tiempo, por ende se establece que los inventarios que se analicen estén restringidos a un intervalo de tiempo en el cual el número de eventos por año sea relativamente constante. Luego se describen los tres inventarios analizados y se dividen en dos grupos de acuerdo a la escala espacial abordada, así: <ul style="list-style-type: none"> - Dos Inventarios a Escala Regional: Se realiza un descripción detallada de la geología presente en las zonas que en este sentido son bastante homogéneas los volúmenes son estimados principalmente en el área de depósito. Para cada conjunto de datos se estudió la distribución de caída de rocas de acuerdo a su volumen, cada distribución es estadísticamente ensayada con el fin de lograr encontrar la que mejor se acomode al rango de volúmenes. - Un inventario a Escala Local: Se estudio con el fin de considerar menor escala de tiempo y espacio, de igual manera se hace una descripción detallada de la geología de la zona y se analiza la distribución de volúmenes de las caídas de rocas para que se ajuste a una ley de distribución de potencias. Síntesis de los Patrones de Distribuciones Observadas: Se realizan las comparaciones que se presenten en el caso. Implicaciones en la Evaluación del Riesgo por Caída de Rocas: Exponen las implicaciones e incógnitas que se puedan generar durante la ejecución de la metodología, las posibilidades de extrapolación y la evaluación del riesgo con base en la evaluación de la frecuencia. <p>El resultado de estos análisis es valorado de acuerdo a los valores obtenidos para el exponente b, el cual es evaluado empleando regresión lineal y la desviación estandar.</p>					
Aplicabilidad					
Esta metodología es aplicable a zonas propensas al desprendimiento de rocas, las cuales cuenten con datos históricos e inventarios de caídas de rocas que permitan ajustar los datos a la ley de distribución de potencias. Adicionalmente la zona debe contar con información geológica e información concisa que evite las desviaciones en los resultados.					
Resultados					
Una tasa media de recurrencia para caídas de rocas en el rango de volumen de los datos notificados en los inventarios y la posibilidad de extrapolar la distribución para eventos más grandes que no se han reportado en el periodo de tiempo estudiado.					
Parámetros Analizados					
<ol style="list-style-type: none"> Geología de la zona. Inventarios de Caidas de Rocas Distribuciones de Volúmenes 					
<div> Ventajas <ul style="list-style-type: none"> - Permite estimar la tasa de ocurrencia de caída de rocas usando una distribución estadística de los datos históricos. - Emplea una ley de distribución de potencias que permite evaluar estadísticamente la amenaza por caída de rocas. - Provee la posibilidad de extrapolar la distribución para grandes eventos que no se han reportado en el periodo de tiempo estudiado. </div>		<div> Desventajas <ul style="list-style-type: none"> - No se han obtenido resultados exitosos en la predicción de caídas de rocas individuales. - Requiere una óptima calidad de la información histórica, de lo contrario se obtienen grandes desviaciones en los resultados. - Aplicable a zonas constantemente monitoreadas y estudiadas que cuenten con grandes bases de datos de información. </div>			


 UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA		METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título		Autor		Fecha de Publicación	
Análisis Estadístico y Modificación del Sistema de Clasificación de Riesgos por Caída de rocas de Colorado		Paul M. Santi Christopher P. Russell Jerry D. Higgins Jessica I. Spriet		13 de Agosto de 2008	
				Identificación	
				F-06	
Descripción General				Escala	
<p>Se presenta una versión modificada del "Sistema de Clasificación de Riesgos por Caídas de Rocas de Colorado (RHRS)", la cual contempla la adición de factores geológicos y climáticos que contribuyen a la generación de caídas de rocas. De igual manera se presenta la aplicación de esta nueva metodología a diferentes cortes y taludes propensos a la caída de rocas. También se emplearon regresiones univariadas de mínimos cuadrados para encontrar parámetros que tienen influencia estadísticamente en la puntuación total del riesgo. Luego este subconjunto se analizó mediante regresión logística ordinal para clasificar los parámetros entre sí para determinar cual presentó la influencia más significativa en la puntuación total de riesgo. Finalmente los parámetros significantes estadísticamente fueron analizados empleando una regresión paso a paso para obtener las ecuaciones predictivas para poder estimar el puntaje total de riesgo para cada una de las pendientes analizadas con base en los puntajes de algunos parámetros.</p>				Local	
Metodología de Análisis					
<p>La metodología planteada por los autores para lograr sus objetivos se describe a continuación:</p> <p>1. Planteamiento de la Modificación al RHRS: Se proponen cuatro categorías que contribuyen al peligro por caída de rocas: condiciones de la pendiente, condiciones climáticas, condiciones geológicas y condiciones de las discontinuidades y una última categoría que se evalúa por aparte que esta relacionada con las condiciones de tráfico presentes en el área de estudio. En cada una de las categorías se analizan factores que contribuyen a la caída de rocas y se asigna un puntaje, a mayor puntaje mayor riesgo por caída de rocas. El documento presenta una descripción detallada de cada parámetro analizado, figuras y diagramas que ayudan a visualizar y a obtener una mayor exactitud en el sistema de puntajes.</p> <p>2. Metodología de Análisis para las Pendientes Valoradas: Se tienen datos de 355 taludes valorados con la versión modificada de la RHRS, y mediante su análisis se tiene la oportunidad de: (i) Desarrollar ecuaciones que permitan predecir los puntajes del RHRS, pero empleando menos parámetros que los 18 empleados por el sistema, (ii) Interpretar por qué ciertos parámetros se mantienen como entradas independientes en las ecuaciones de predicción y por qué no se conservan otros parámetros, para esto se emplearon tres pasos de detección con el fin de evaluar la importancia de cada parámetro, como son:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Desarrollo de histogramas de cada uno de los taludes estudiados donde se muestre el valor de cada parámetro en cada uno de los grupos, y se eligieron aquellos que mostraron una mayor distribución de puntajes. - Identificar cuales de los parámetros que permanecen del paso anterior tienen mayor significancia estadística en el puntaje total del riesgo, esto se realizó empleando una regresión con mínimos cuadrados calculando las correlaciones potenciales entre los parámetros individuales y el puntaje total de riesgo. - Finalmente los parámetros que se conservaron fueron clasificados con una regresión logística ordinal que permite realizar análisis simultáneos de los efectos que tiene un cierto número de variables sobre una variable de respuesta, y se empleo para identificar las variables que siguen más cerca el puntaje total del riesgo y para identificar las variables que deben ser eliminadas en primer lugar cuando se este desarrollando la ecuación predictiva. 					
Aplicabilidad					
Esta metodología es aplicable a taludes puntuales susceptibles a caídas de bloques de rocas, los cuales deben permitir obtener al menos los parámetros establecidos en la presente metodología, adicionalmente debe contar con información geológica completa que permita la evaluación correcta del riesgo del talud.					
Resultados					
Con la aplicación del sistema RHRS se obtiene el valor de riesgo estimado, con el análisis estadístico se obtiene la posibilidad de plantear una ecuación que logre predecir el valor de riesgo que se puede obtener con la aplicación del sistema, esta ecuación puede implementarse como una evaluación rápida de las condiciones de inestabilidad de la zona.					
Parámetros Analizados					
<p>a. De acuerdo al Sistema de Clasificación de Riesgos por Caídas de Rocas de Colorado (RHRS) modificado se requiere:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Características del talud 2. Características climáticas 3. Características geológicas 4. Características de tráfico 					
Ventajas <ul style="list-style-type: none"> - La versión modificada del sistema RHRS permite considerar parámetros claves, antes ignorados, para la evaluación del riesgo por caída de rocas. - El análisis estadístico desarrollado permitió plantear una ecuación que logra predecir el resultado de la aplicación del sistema. 			Desventajas <ul style="list-style-type: none"> - La evaluación del riesgo obtenida con la aplicación de esta metodología se obtiene una valoración subjetiva, que no provee resultados cuantitativos. - La ecuación planteada en el artículo permite únicamente una evaluación rápida de las condiciones de inestabilidad, pero no es posible emplear sus resultados para análisis confiables. 		


 UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA		METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título			Autor		Fecha de Publicación
Zonificación por Riesgo de Deslizamientos en Taludes Susceptibles a Caída de Rocas y Volteos			M. Parise		19 de diciembre de 2001
					Identificación
					F-07
Descripción General					Escala
Se presenta una zonificación en taludes en roca, en una zona muy afectada por caídas y volteos, además de esto es una zona muy sísmica, se realizó una identificación aérea del área de estudio y se identificaron cuatro zonas potencialmente susceptibles a caídas de rocas y volteos, a estas zonas se les realizó un análisis geológico, morfológico y estructural que permita identificar las partes del talud más susceptibles al desprendimiento de bloques e identificar los tipos de fallas presentes. Los resultados de esta investigación se integraron con información histórica de la zona.					Regional
Metodología de Análisis					
<p>Los autores siguieron la siguiente metodología para lograr los objetivos propuestos:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Estudio del Área: Análisis geológico, geomorfológico y sísmico de la zona de estudio, acá se realiza un estudio detallado de los aspectos previamente mencionados en la zona. 2. Análisis de Caídas de Rocas y Volteos: <ol style="list-style-type: none"> a. Inestabilidad en Áreas Rocosas: Se analizan registros históricos y testimonios de los residentes para identificar las zonas con mayor frecuencia de ocurrencia de caída de rocas. b. Sondeo Estructural: Debido a que en algunas zonas rocosas se encuentran problemas para la accesibilidad a los sitios y por ende se dificultan las tareas de levantamiento de datos estructurales, es necesario realizar análisis estructurales en escala macroscópica y mesoscópica con el fin de identificar las principales familias de discontinuidades y sus direcciones predominantes las cuales se adoptan como indicadores cinemáticos del talud. c. Susceptibilidad Sísmica: Se relacionan dos métodos empíricos que permiten evaluar la susceptibilidad de la zona a sismos que se describen brevemente a continuación: <ul style="list-style-type: none"> - Método de Keefer (1993): Utiliza datos de mapas existentes, reportes, fotografías aéreas y reconocimientos en campo, consiste en observar las asociaciones que se presenten entre las concentraciones de deslizamientos y las características del talud. - Método de Harp and Noble (1993): Presentan un criterio para evaluar la susceptibilidad por sismo empleando las características de las discontinuidades para cuantificar su potencial de falla en condiciones sísmicas, se basa en la modificación del sistema de clasificación " Valoración de la Calidad del Macizo Rocosos - Parámetro Q". 3. Zonificación: Para la zonificación del área de estudio se resaltan cuatro zonas importantes que se describen detalladamente en el artículo como son: <ul style="list-style-type: none"> - Área de Origen: Se consideran los siguientes aspectos para su zonificación topografía escarpada, macizo muy fracturado, grandes alturas, alto relieve, alta susceptibilidad al sismo. - Área de Talud: Se resaltan las siguientes características: presencia de depósitos de eventos pasados, talud de pendiente alta y ausencia de vegetación. - Sombra de Caída de Rocas: Esta área presenta las siguientes características: presencia de rocas dispersas o aisladas, registro históricos y reportes de testigos. - Área Segura: Ausencia de bloques o detritos y una pendiente de media a baja. se realizó la zonificación contemplando estas áreas y se sectorizó contemplando las características establecidas para cada una. 					
Aplicabilidad					
Esta metodología es aplicable a grandes regiones propensas al desprendimiento de rocas, estas zonas deben contar con información geológica y geomorfológica que contribuya a la zonificación del área de estudio. Sus resultados pueden ser empleados como evaluaciones preliminares del riesgo por caída de rocas que presenta la zona estudiada.					
Resultados					
Se genera una zonificación que provee una información preliminar para realizar controles en el uso del suelo, útil especialmente en áreas donde no existen mapas sobre actividad de caída de rocas, mejor comprensión del riesgo por caída de rocas para personas que desconocen el tema y como herramienta para ayudar a la evaluación de vulnerabilidad y riesgo.					
Parámetros Analizados					
<ol style="list-style-type: none"> 1. Datos de las discontinuidades que afectan al macizo. 2. Riesgo sísmico de la zona. 					
Ventajas <ul style="list-style-type: none"> - Permite la zonificación de grandes regiones, empleando la información geológica y geomorfológica existente. - Esta metodología permite considerar la susceptibilidad sísmica del área de estudio. - Permite obtener una evaluación preliminar del riesgo por caída de rocas de un área, siguiendo un proceso sencillo. 			Desventajas <ul style="list-style-type: none"> - No permite la evaluación cuantitativa de la amenaza por caída de rocas. - La evaluación de la susceptibilidad sísmica de la zona que se considera el estudio es obtenida mediante metodologías empíricas. - La zonificación obtenida empleando esta metodología solo permite evaluaciones preliminares. 		

 <div>UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA</div>		METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título		Autor		Fecha de Publicación	
Evaluación Estadística de la Variación de la Energía de Caídas de Rocas en Diferentes Ambientes Geológicos en Nueva Gales del Sur (Australia)		M. Spadari M. Kardani R. De Carteret A. Giacomini O. Buzzi S. Fityus S.W. Sloan		2 de marzo de 2013	
				Identificación	
				F-08	
Descripción General				Escala	
Se presenta la implementación de un programa de masas concentradas en cinco regiones geológicas de Australia propensas a la ocurrencia de caída de rocas, el cual incorpora una relación entre el coeficiente de restitución normalizado y el ángulo de impacto. Los datos de entrada requeridos para el programa fueron obtenidos a partir de estudios previos y analizados estadísticamente. El programa desarrollado para la evaluación de la energía incorpora la posibilidad de emplear coeficientes de restitución mayores a la unidad y los relaciona con el ángulo de impacto.				Regional	
Metodología de Análisis					
<p>La metodología desarrollada por los autores se describe a continuación:</p> <p>1. Caracterización de las Zonas Propensas a Caída de Rocas:</p> <p>a. Definición de los Eventos Geológicos Relevantes: Se analiza la geología de la zona y se divide en cinco regiones con similares características, que contempla las unidades geomorfológicas y edades de formación.</p> <p>b. Distribución Estadística del Tamaño de los Bloques en las Diferentes Zonas: Para definir esta distribución se emplearon los resultados de un estudio previamente realizado, en el cual los investigadores lograron realizar un estudio en cada una de las zonas geológicas predefinidas en el cual se relacionaba el tamaño de los bloques con base en las condiciones geológicas predominantes y como resultado se presentaron gráficas de Frecuencia Relativa Vs. Dimensión Promedio de los Bloques.</p> <p>c. Selección de Taludes de Rocas para Realizar las Simulaciones: Para realizar esta selección se emplearon parámetros de exclusión tales como: ángulo de la pendiente menor a 15°, cortes con pendientes insignificantes y taludes con información insuficiente para realizar la modelación. Al final de esta etapa se seleccionaron 211 taludes aptos para realizar simulación.</p> <p>2. Programa para Realizar las Simulaciones de Caídas de Rocas y sus Resultados Preliminares: Se emplea el software denominado NURock el cual permite analizar las trayectorias de los bloques y predecir la energía de impacto. Las trayectorias de los bloques son representadas por una serie de curvas parabólicas, la pendiente del talud es representada por un perfil de dos dimensiones y segmentos de líneas rectas a las cuales se les pueden asignar parámetros como: Kn, Kt (Coeficientes de Restitución Normal y Tangencial), rugosidad y ángulo de fricción.</p> <p>a. Formulación de Impacto: Se presentan los conceptos y la formulación que sustenta el funcionamiento del programa.</p> <p>b. Comprobación de la Energía: Se refiere al control iterativo que debe desarrollarse con relación a la disipación de la energía y corregir la velocidad post-impacto de acuerdo a los coeficientes de restitución.</p> <p>c. Formulación para Deslizar y Rodar: Se exponen las consideraciones para cada caso con relación a la fuerza de fricción y las condiciones de velocidad para que se presenten los fenómenos.</p> <p>d. Parámetros Requeridos para las Simulaciones de las Caídas de Rocas: Entre estos se incluyen:</p> <p>3. Determinación de las Distribución de la Energía de Impacto en las Diferentes Zonas: A cada zona se le asigna un sub-índice, se analiza un número N de taludes y se genera una distribución de la masa de los bloques. Para cada talud considerado en cada zona se generaron 1000 trayectorias de bloques, con lo que se obtuvo una distribución de las velocidades de impacto .</p>					
Aplicabilidad					
Esta metodología es aplicable a grandes áreas propensas a la ocurrencia de caídas de rocas, los taludes que se elijan para la aplicación de esta metodología deben presentar las condiciones estructurales y geológicas que aseguren la ocurrencia del evento de tal manera que los resultados del software sean coherentes.					
Resultados					
<p>Se presentan gráficas que muestran el desarrollo de los análisis de trayectorias, con base en las velocidades y las alturas de rebote obtenidas en las simulaciones. De igual manera se presenta un histograma de velocidades en el cual se identifica el valor del percentil 95, el cual posee un valor poco menor a 20 m/s.</p> <p>Los percentiles 95 de velocidad y rebote fueron correlacionados y se exponen diferentes conclusiones.</p>					
Parámetros Analizados					
<p>1. Descripción geométrica de la pendiente.</p> <p>2. Localización de los puntos de análisis.</p> <p>3. Velocidad inicial..</p> <p>4. Tamaño y forma de los bloques.</p> <p>5. Parámetros que condicionan la interacción bloque/talud:</p> <ul style="list-style-type: none">- Coeficientes de restitución- Coeficiente de rotación- Coeficiente de fricción- Rugosidad					
Ventajas			Desventajas		
<ul style="list-style-type: none">- El Software empleado permite estimar la trayectoria de los bloques y predecir la posible energía de impacto, datos claves para adoptar las medidas de contingencia.- Permite estimar las alturas de rebote esperadas para los bloques y generar curvas que faciliten su análisis.- Brinda una herramienta que facilita la evaluación de parámetros claves para los análisis de vulnerabilidad por caídas de rocas.			<ul style="list-style-type: none">- Requiere de estudios previos que suministren la información estadística del tamaño de los bloques del área de estudio.- Se debe adquirir la licencia del Software, situación que podría llegar a limitar su estudio.- Es necesario el estudio completo de las consideraciones del Software de tal manera que se conozca detalladamente la formulación y las hipótesis que éste adopta.		

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA		METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS		
Título			Autor		Fecha de Publicación	
Enfoque Histórico, Geomecánico y Probabilístico para la Evaluación del Peligro de Caída de Rocas			D. Hantz J. M. Vengeon C. Dussauge - Preisser		20 de mayo de 2003	
					Identificación	
					F-09	
Descripción General					Escala	
Se propone un nuevo método denominado HGP (Histórico, Geomorfológico y Probabilístico) , para la determinación la probabilidad de falla o las masas de roca potencialmente inestables en un área homogénea, en función del tiempo. Según las características geomecánicas de los macizos rocosos potencialmente inestables estos se zonifican en varios grupos de acuerdo a las diferentes probabilidades de falla. El número esperado de caídas de rocas puede ser expresado como una función de estas probabilidades desconocidas. Suponiendo que sólo la relación entre estas probabilidades se puede estimar, combinando el análisis histórico y geomecánico es posible estimar el orden de magnitud de las diferentes probabilidades de falla. .					Local	
Metodología de Análisis						
<p>1. Análisis Histórico: El objetivo de este análisis es estimar el número promedio de caída de rocas que se espera que sucedan en un área determinada dentro de un periodo de tiempo específico y dentro de un rango de volumen esperado, esto es posible lograrlo mediante un inventario de caídas de rocas exhaustivo que incluya la descripción de los volúmenes y que se realice dentro de un área homogénea (Dentro de un punto de vista geológico y geomorfológico), si se consideran caídas de rocas de grandes volúmenes se deben analizar mayores periodos de tiempo, dentro de este análisis histórico se consideran los siguientes parámetros:</p> <p>a. Distribución en el Tiempo de Caídas de Rocas: El número de caída de rocas producido por el análisis histórico para un periodo de tiempo determinado debe considerarse como una estimación del valor promedio de una variable aleatoria, reconociendo que las caídas de rocas son eventos independientes y discretos, se aplica la ley de Poisson para describir esta variable, en el artículo se expone la formulación y las suposiciones realizadas por los autores.</p> <p>b. Distribución de Volúmenes de Caída de Rocas: Para los inventarios de caídas de rocas analizados, la distribución acumulativa de los volúmenes de caídas de rocas sigue una ley de potencias con un rango de cobertura de volumen de al menos 4 órdenes de magnitud, en el artículo se presentan las ecuaciones y la variación de sus parámetros.</p> <p>2. Análisis Geomecánico: El objetivo de este análisis es detectar las masas de rocas potencialmente inestables y clasificarlas de acuerdo con su probabilidad de falla estimada para un determinado periodo de tiempo, este análisis está basado en los parámetros que determinan el comportamiento mecánico del macizo rocoso. Se consideran las siguientes etapas:</p> <p>a. Detección de las Principales Fuentes de Caídas de Rocas: Se realiza con base en la identificación de la configuración de las fallas y en la búsqueda de indicadores de la ocurrencia reciente de movimientos, el objetivo de esta etapa es localizar y definir de la manera más precisa posible masas de rocas potencialmente inestables, las cuales serán evaluadas individualmente.</p> <p>b. Identificación de Factores que Influyen la Probabilidad de Falla de una Masa Potencialmente Inestable.</p> <p>3. Evaluación Cuantitativa de la Probabilidad de Falla: La aproximación propuesta por este método supone que el orden de magnitud de la relación entre las probabilidades asociadas a las clases es conocida, lo que indica que las probabilidades de falla relativas pueden ser estimadas. En el artículo se exponen la formulación empleada para desarrollar esta etapa.</p>						
Aplicabilidad						
Esta metodología es aplicable a taludes propensos a caídas de rocas, los cuales deben contar con un registro de análisis histórico que facilite la información requerida por la metodología. Su finalidad es obtener la evaluación cuantitativa de la probabilidad de falla del talud empleando diferentes análisis que brinden la certeza suficiente para futuros estudios.						
Resultados						
El resultado de la ejecución del método HGP provee un orden de magnitud de la probabilidad de falla para macizos rocosos potencialmente inestables, los cuales han sido identificados mediante un criterio geomecánico. Lo que se traduce en dar una importancia semi-cuantitativa a las evaluaciones cualitativas que generalmente se desarrollan para determinar el potencial de inestabilidad.						
Parámetros Analizados						
1. Inventarios de caídas de rocas que proporcionen información confiable. 2. Distribución de los volúmenes de los bloques potencialmente inestables. 3. Análisis geomecánico						
Ventajas - Permite estimar el potencial de inestabilidad de un talud. - Considera un análisis histórico, una distribución de volúmenes y un estudio geomecánico. - Contempla diferentes variables que afectan la estabilidad del talud objeto de estudio.			Desventajas - Requiere zonas de estudio que hayan sido monitoreadas frecuentemente de tal manera que se tengan los registros de información completos. - Emplea diferentes hipótesis durante su etapa de formulación que deben ser estudiadas detalladamente.			

 <div>UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA</div>	METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título		Autor		
Metodología con Fundamentos Físicos para la Evaluación del Peligro de Caída de Rocas		G.B. Crosta F. Agliardi		21 de noviembre de 2002
				Identificación
				F-10
Descripción General			Escala	
El objetivo de este proyecto es evaluar el riesgo por caída de rocas empleando los resultados de una modelación numérica en 3D en una topografía tipo MED (Modelo Digital de Elevación), realizar aproximaciones con base en matrices tridimensionales que proveen el "Índice de Riesgo por Caída de Rocas" y el "Vector de Riesgo por Caída de Roca". Presenta un procedimiento basado en principios físicos para evaluar el peligro empleando los resultados de una modelación numérica realizada a través de un código de simulación original, el análisis en 3D es fundamental para afrontar diferentes problemas: elementos puntuales, elementos lineales y áreas.			Local	
Metodología de Análisis				
<p>1. Modelación Numérica de Caída de Rocas: Se relacionan los problemas presentes en los software disponibles para la modelación de trayectorias de rocas en 3D, y se describe el software para simulación en 3D denominado "STONE", se describen sus características especiales, los datos de entrada, y los vectores de salida que se pueden obtener con la ejecución del programa.</p> <p>2. Planteamiento de las Bases Físicas para la Evaluación del Peligro en Caída de Rocas: Se exponen las consideraciones físicas que fueron consideradas para el análisis, en el modelo físico propuesto se introduce la dinámica como componente en la evaluación de la amenaza por caída de rocas planteando una función que relacione tres elementos básicos: conteo de las caídas de rocas, energía cinética y altura de vuelo de los bloques, estos elementos son relacionados en un espacio tridimensional. Dentro de este segmento se describen dos parámetros importantes para la evaluación:</p> <p>a. Índice de Riesgo por Caída de Rocas: En el artículo se establece con las siglas RHI, este índice tiene un valor posicional y la amenaza esta definida por una posición específica dentro del parámetro espacio, debido a esta naturaleza es difícil relacionarlo directamente con el nivel de riesgo.</p> <p>b. Vector de Riesgo por Caída de Rocas: Resumido a sus siglas RHV, la utilidad de este parámetro es su magnitud, ya que se emplea como un criterio para clasificar el nivel de riesgo.</p> <p>3. Procedimiento para Evaluar el Índice y el Vector de Riesgo por Caída de Rocas: Se destaca que este procedimiento es desarrollado con el fin de tener en cuenta la mayor cantidad de aspectos físicos de las caídas de rocas como sea posible. Este procedimiento considera tres parámetros principales los cuales son computarizados directa o indirectamente por el software STONE, los cuales son: Conteo de Caída de Rocas (c), Energía Cinética Traslacional (k) y la Altura de Vuelo (h), con base en estos parámetros se define el Índice de Riesgo por Caída de Rocas "RHI = (ckh)".</p> <p>a. Estos tres parámetros se caracterizan por tener diferentes significados físicos y diferentes ordenes magnitud, por lo cual sus valores fueron reclasificados en tres clases lo que facilita la clasificación de los mismos, se presentan las tablas requeridas para desarrollar esta actividad y se exponen las razones para establecer los rangos para cada uno de los parámetros.</p> <p>b. Una vez estos parámetros han sido clasificados son combinados para obtener un valor de tres dígitos para el Índice de Riesgo por Caída de Rocas (RHI), con este valor es posible plasmar en un mapa los niveles específicos de riesgo y saber en que medida aporta cada uno de los parámetros.</p> <p>c. Luego de esto es necesario realizar una labor de reagrupamiento de los resultados en tres clases de peligro (bajo, intermedio y alto), para esto es necesario un criterio de clasificación que nos permite traducir el valor del índice de posición en un valor secuencial, tal criterio se proporciona por la magnitud de un vector de riesgo caída de rocas la cual permite clasificar el nivel de riesgo en las clases y obtener un mapa de riesgo claro y objetivo.</p>				
Aplicabilidad				
Esta metodología es aplicable a zonas con probabilidad de desperendimiento de rocas, los resultados demuestran que se obtienen resultados más exactos cuando se utilizan escalas locales, adicionalmente se requiere un Modelo Digital de Elevación que permite obtener la topografía de la zona con gran precisión y obtener diferentes características de la zona de estudio que alimentan el Software.				
Resultados				
Se realizaron dos ejemplos de aplicación del método a diferentes escalas con los cuales fue posible obtener mapas de riesgo a diferentes resoluciones, para los cuales se exponen las utilidades de cada uno de acuerdo a su exactitud.				
Parámetros Analizados				
El programa STONE requiere los siguientes datos de entrada: 1. Topografía descrita por un Modelo Digital de Elevación DEM. 2. Celdas de origen y el número de rocas que serán lanzados desde cada celda, obtenidas a partir de inventarios y análisis geomorfológicos. 3. Valores de los coeficientes de restitución normal y tangencial y el coeficiente de fricción de rodadura, los cuales son obtenidos a partir de la literatura. 4. Parámetros determinantes del comportamiento de la caída de roca y su variabilidad, explicados en la metodología.				
Ventajas		Desventajas		
- Su aplicación en escalas locales y con Modelos Digitales de Elevación de alta resolución permite obtener mapas de zonificación adecuados para adelantar procesos de mitigación de riesgos. - Permite la generación de mapas que contemplan la energía cinética de los bloques considerando las masas de los bloques con probabilidad de desprendimiento.		- La aplicación de esta metodología con Modelos Digitales de Elevación de baja resolución solo permite evaluaciones preliminares de la amenaza por caída de rocas. - En escalas regionales se obtienen mapas de zonificación muy fragmentados que resultan imprácticos para aplicaciones ingenieriles.		

 <div>UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA</div>	METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS
Título		Autor	Fecha de Publicación
Consideraciones de las Metodologías Suizas para la Elaboración de Mapas de Riesgo por Caídas de Rocas Basados en la Modelación de Trayectorias		J. M. Abbruzzese C. Sauthier V. Labiouse	9 de julio de 2009
			Identificación
			F-11
			Escala
En el artículo se analizan los diferentes inconvenientes presentes en las metodologías empleadas para la elaboración de mapas de riesgo por caídas de rocas, se presenta el análisis de dos aproximaciones suizas basadas en simulaciones de trayectorias de acuerdo a los resultados de su aplicación en territorio suizo. Basicamente se analizan las incertidumbres en la evaluación del riesgo y la influencia de algunos factores, particularmente la influencia del cambio en la frecuencia de la caída de rocas en el tiempo.			Local
Metodologia de Análisis			
<p>El artículo analiza dos metodologías y propone algunos cambios en las mismas con el fin de lograr mejores resultados:</p> <p>1. Metodología Matterock: Esta metodología evalúa la probabilidad de ocurrencia como el resultado de la combinación entre la probabilidad de movilización del bloque y la probabilidad de que una vez se desprende este bloque alcance un punto dado a lo largo del talud, siguiendo el procedimiento que se describe a continuación:</p> <p>a. La probabilidad de movilización se define de manera cualitativa, mediante un estudio detallado de las áreas potenciales de caída de rocas a las cuales se les asigna un puntaje de acuerdo a los conjuntos de discontinuidades, presencia de factores de inestabilidad y análisis de los factores detonantes. De acuerdo a los puntajes obtenidos en estos tres aspectos se definen tres niveles para la probabilidad de movilización: bajo, medio y alto.</p> <p>b. La probabilidad de alcance es evaluada mediante simulaciones de trayectorias de la distribución de bloques depositados a lo largo del talud, se establecen tres límites de propagación para clasificar esta probabilidad en alta, moderada y baja.</p> <p>c. Finalmente la probabilidad de movilización y la probabilidad de alcance son acopladas para obtener una evaluación cualitativa de la probabilidad de ocurrencia, empleando la energía cinética obtenida de los resultados de las simulaciones de las trayectorias empleando un diagrama establecido en el artículo.</p> <p>Se resalta que en Suiza se han realizado algunas modificaciones a esta metodología, una de las más importantes se relaciona con el número de bloques que se emplean para hacer el análisis de la energía cinética debido a que en la metodología original se considera una envolvente de energía máxima de todos los bloques simulados, y en la modificación se propone emplear solo un porcentaje de estos, este porcentaje corresponde a un 90% con el fin de evitar considerar los valores máximos de energía obtenidos en las simulaciones y de esta forma no considerar situaciones muy extremas que lleven a diseños muy costosos, con esta modificación se buscan diseños óptimos que cubran las probabilidad de alcance en un 90%.</p> <p>2. Metodología Cadnav: Para esta metodología el riesgo se define como el producto entre: Frecuencia anual de falla del macizo rocoso, Número de bloques desprendidos de un talud en un evento y la Probabilidad de propagación que la definen como la probabilidad de que un bloque alcance un área determinada con una intensidad determinada. Para el desarrollo de la misma se desarrolla el siguiente procedimiento:</p> <p>a. La frecuencia Anual de Falla: Se evalúa con base en la información histórica disponible recolectada a partir de inventarios de caída de rocas.</p> <p>b. De acuerdo a la persistencia y al espaciamiento de las discontinuidades se define un "bloque de referencia" el cual se asume como el mas representativo para poder realizar las simulaciones de trayectorias.</p> <p>c. Una vez estimado el volumen total del evento este es dividido por el volumen del bloque de referencia para así obtener el número de bloques empleados en el cálculo del riesgo.</p> <p>d. La distribución de la energía cinética a lo largo del talud es calculada mediante simulaciones de trayectorias, para cada bloque simulado el perfil de la energía real se modifica definiendo los puntos en los que se alcanza los umbrales propuestos por las guías suizas por última vez, y asignar dicho valor de energía a todos los puntos situados cuesta arriba. Este paso se realiza con el fin de asegurar que en los mapas el nivel de riesgo disminuya pendiente abajo. Con base en estos perfiles de energía se grafican las curvas de probabilidad de propagación para los tres umbrales de energía.</p> <p>e. Los límites de riesgo se determinan evaluando donde, la probabilidad de que un bloque alcance una cierta abscisa, con una determinada energía es menor a uno dentro de un periodo específico de tiempo.</p>			
Aplicabilidad			
Esta metodología es aplicable a taludes rocosos con alta probabilidad de desprendimiento de rocas, para su desarrollo se requiere una caracterización detallada de la zona de estudio que permita identificar las familias de discontinuidades presentes en la zona. Adicionalmente es necesario la aplicación de un Software de modelación que permita la modelación de la condición más desfavorable.			
Resultados			
Se realiza la zonificación de riesgo por caída de rocas en las zonas de acuerdo a la probabilidad descrita en las metodologías.			
Parámetros Analizados			
1. Estudio geológico de la zona para la caracterización de las discontinuidades presentes. 2. Análisis histórico de la zona para determinar la probabilidad de ocurrencia. 3. Simulaciones de trayectorias.			
Ventajas		Desventajas	
- Se presentan diferentes metodologías que permiten la generación de mapas de zonificación de amenaza por caída de rocas. - Dentro de los análisis preentados se exponen claramente los aspectos que generaron desviaciones en los resultados y se analiza su influencia, con el ánimo de realizar correcciones en futuras investigaciones.		- En las metodologías descritas se realiza una evaluación cualitativa de la frecuencia de falla del macizo rocoso y esto genera una subjetividad que afecta la evaluación de la probabilidad. - Se realizó una comparación de los resultados obtenidos con las diferentes metodologías propuestas y se encontraron grandes diferencias, ocasionadas por la evaluación cualitativa de algunos parámetros empleados en el proceso de evaluación.	

 <div>UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA</div>	METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título		Autor		Fecha de Publicación
Caracterización de Macizos Rocosos con el RMI en la Práctica de Ingeniería de Rocas		Palmstrom Arild		1996
				Identificación
				F-12
Descripción General				Escala
El RMI provee una evaluación de la reducción de la resistencia de una roca intacta generada por las discontinuidades, este parámetro esta definido por la siguiente ecuación: $RMI=\sigma \cdot JP$, donde Sigma es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta calculada en muestras de 50 mm de diametro y JP es el parametro de discontinuidades que corresponde a la combinación de la evaluación del tamaño de bloque (Que esta en función de la intensidad de las discontinuidades) y las características de las discontinuidades definidas por la rugosidad, alteración y tamaño. Este articulo describe la metodologia necesaria para determinar el RMI empleando observaciones en campo. Se presentan diferentes areas de aplicación del RMI y se discuten algunas de estas.				Local
Metodología de Análisis				
<p>El artículo inicia con una descripción del parámetro previamente realizada. Se resaltan los problemas en la elaboración y obtención de los resultados de los ensayos de compresión y a causa de esto se muestran diferentes ecuaciones para la obtención del parámetro JP, en función de las diferentes características de las discontinuidades y se presentan tablas que facilitan su evaluación. De igual manera se presentan ejemplos de aplicación de las tablas y ecuaciones proporcionadas por el artículo con la correspondiente discusión de los resultados, finalmente se discuten algunos de las ventajas de la aplicación del método. En este artículo se anexan como apéndice algunos métodos y correlaciones útiles para la determinación del volúmen de bloque, entre estos se encuentran:</p> <ul style="list-style-type: none">a. Medición del Volumen del Bloque en Campo.b. Medición del Volumen del Bloque Considerando el Espaciamiento entre Discontinuidades.c. Medición del Volumen del Bloque Considerando la Frecuencia de las Discontinuidades.d. Medición del Volumen del Bloque Considerando el Número de Discontinuidades por unidad de Volumen.e. De Acuerdo al Tipo y Forma de Bloque. <p>Entre otros, para cada uno de estos métodos se presentan figuras, tablas, ecuaciones y procedimientos que permiten la evaluación del tamaño de bloque. En la segunda parte del artículo se discuten algunas de las aplicaciones como son:</p> <ul style="list-style-type: none">a. Mejora en la evaluación de las constantes del criterio de Hoek-Brown para macizos rocosos.b. Uso del RMI en la evaluación de soportes de rocas.c. Uso del RMI en la mejora de la Clasificación NATM <p>Para cada una de estas aplicaciones se presentan tablas, gráficas y discusiones sobre la aplicación del método.</p>				
Aplicabilidad				
<p>El Rmi, de acuerdo a lo desarrollado en el artículo, tiene una amplia aplicación dentro de la ingeniería. Aunque su objetivo principal es la caracterización de los macizos rocosos, diferentes investigadores han presentado resultados de su aplicación en el diseño y diferentes áreas de la geotecnia.</p>				
Resultados				
<p>Se presentan diferentes discusiones sobre la implementación del método en diferentes prácticas de la ingeniería de rocas y los resultados obtenidos.</p>				
Parámetros Analizados				
<p>Levantamiento de datos en campo empleando las tablas y figuras proporcionadas por el método.</p>				
Ventajas		Desventajas		
<ul style="list-style-type: none">- El RMI provee grandes aproximaciones de las características del macizo cuando no se tiene información geológica suficiente de la zona.- Se presenta un método para la evaluación del soporte de macizos rocosos que provee una metodología sencilla para la evaluación del sistema de soporte adecuado para macizos rocosos.		<ul style="list-style-type: none">- El empleo de esta metodología provee un parámetro muy general que brinda una caracterización del macizo rocoso, se emplea ingenierilmente únicamente como un aproximado de la calidad del macizo.- La Evaluación del RMI se realiza empleando valores que se encuentran dentro de un rango, lo cual genera diferentes errores, por ene solo se considera como un índice relativo de la caracterización del macizo.		

 <div> UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA </div>	METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS					
Título		Autor		Fecha de Publicación				
Análisis de la Distancia de Viaje de Caída de Rocas Empleando Modelos Empíricos		R. Copons J.M. Vilaplana R. Linares		14 de diciembre de 2009				
				Identificación				
				F-13				
Descripción General				Escala				
<p>En el artículo se pretende aplicar los métodos empíricos frecuentemente utilizados para predecir las distancias de viaje de los bloques desprendidos en un evento de caída de rocas como son los modelos de ángulo de alcance y ángulo de sombra, este estudio se desarrolla en una zona de los Pirineos mediante el análisis de 20 eventos de caídas de rocas de tamaño pequeño (<100m³). También se se propone un método denominado "Probabilidad de Alcance" para predecir las distancias de viaje en mapas con escalas medianas. El artículo finaliza con la discusión de la aplicación de los modelos y el análisis de los parámetros que afectan sus resultados.</p>				Local				
Metodología de Análisis								
<p>1. Modelo del Ángulo de Alcance: (Shreve, Scheidegger, Hsü) Sugieren un índice de movilidad H/L, donde H es la altura de la caída y L es la longitud horizontal del deslizamiento, esta relación H/L es igual al arcotangente de la inmersión de la línea que conecta la fuente de la caída de rocas y el punto de caída de un bloque de la caída de rocas. Esta inclinación es conocida como: ángulo de viaje, ángulo de alcance, y ángulo de la distancia de viaje. La interpretación del ángulo de alcance radica en una línea de energía aplicada desde la parte superior de la fuente de caída de rocas hasta el punto de llegada pendiente abajo. El bloque de roca liberado del acantilado de roca va a viajar pendiente abajo con una energía cinética equivalente a la altura que hay entre la superficie del talud y la línea de energía. El bloque se detiene en el punto de intersección de la línea de energía con la topografía, donde la energía tiene un valor de cero.</p> <p>2. Modelo del Ángulo de Sombra: El ángulo de sombra es la inclinación de la línea de energía que conecta el bloque de roca caído más lejos hasta el ápice del talud. Geométricamente este ángulo corresponde al arcotangente de la relación Ht/Lt, donde Ht es la altura de caída del talud (Corresponde a la diferencia de alturas entre el ápice de la pendiente y el bloque individual que cayó más lejos), y Lt es la distancia de viaje sobre la pendiente (Corresponde a la distancia horizontal entre el ápice de la pendiente y el bloque individual que cayó más lejos). Se considera que la energía cinética adquirida por los bloques, durante su caída a lo largo de la pendiente es perdida en su mayoría por los primeros impactos sobre el talud. Subsecuentemente la distancia de viaje a lo largo de la pendiente depende del momento horizontal y momento rotacional adquirido sobre este talud inclinado.</p> <p>Dentro del artículo también se describe el método denominado "Probabilidad de Alcance", este término hace referencia a la frecuencia (expresada en términos de porcentaje o probabilidad) de caída de bloques de rocas que pueden alcanzar un punto del área expuesta localizada bajo un acantilado de rocas, con esta probabilidad es posible generar unos "Límites de Alcance" que se obtienen uniendo puntos con la misma probabilidad de alcance, estos límites son una aproximación cuantitativa a las distancias de viaje muy útil para las evaluaciones de susceptibilidad y riesgo. Para realizar este análisis se emplearon los ángulos de alcance obtenidos de forma empírica, para realizar este estudio estadístico se evaluó la tangente de los ángulos de alcance y de sombra para cada uno de los bloques documentados, y los datos se agruparon para el cálculo de los valores percentiles. Con base en estos grupos y los valores de las tangentes fue posible realizar el análisis estadístico.</p>								
Aplicabilidad								
Esta metodología es aplicable a macizos rocosos con alta susceptibilidad a desprendimiento de bloques que cuenten con un registro histórico suficiente que permita realizar un estudio estadístico el cual permita la evaluación de las distancias de viajes de los bloques.								
Resultados								
Se realizó una regresión logarítmica con base en los registros históricos, la cual verifica la fuerte y constante influencia del tamaño de la masa desprendida sobre la distancia de viaje, también se encontró una fuerte influencia del volumen de los bloques individuales sobre la distancia de viaje.								
Parámetros Analizados								
<p>Para el estudio realizado en el artículo que consistía en la verificación de los métodos previamente descritos, se realizó un mapeo a escala 1:1000 de las principales características de las caídas de rocas inmediatamente después de suceder. Se requieren las siguientes características:</p> <p>a. El tamaño de las masas desprendidas: Se evaluó de diferentes maneras: (i) Midiendo las dimensiones en campo, (ii) Sumando los volúmenes de los bloques desprendidos, y (iii) Comparando las dimensiones del acantilado con árboles cercanos.</p> <p>b. Trayectoria de los Bloques: Se reconstruyen de acuerdo a los daños generados en la vegetación y los impactos en el suelo generados por los bloques.</p>								
<table border="1"> <tr> <th>Ventajas</th> </tr> <tr> <td> - Se presenta un análisis estadístico sobre los resultados obtenidos con las metodologías empíricas y esto permite obtener resultados más exactos. - Se presenta un avance en la predicción de distancias de viaje de los bloques adoptando el concepto "probabilidad de alcance". </td> </tr> </table>		Ventajas	- Se presenta un análisis estadístico sobre los resultados obtenidos con las metodologías empíricas y esto permite obtener resultados más exactos. - Se presenta un avance en la predicción de distancias de viaje de los bloques adoptando el concepto "probabilidad de alcance".	<table border="1"> <tr> <th>Desventajas</th> </tr> <tr> <td> - Se realiza una medición de las distancias de viaje empleando metodologías empíricas que proveen resultados con una alta incertidumbre. - Para la elaboración del análisis estadístico se requiere una base de datos significativa con los parámetros que faciliten el desarrollo del mismo. </td> </tr> </table>			Desventajas	- Se realiza una medición de las distancias de viaje empleando metodologías empíricas que proveen resultados con una alta incertidumbre. - Para la elaboración del análisis estadístico se requiere una base de datos significativa con los parámetros que faciliten el desarrollo del mismo.
Ventajas								
- Se presenta un análisis estadístico sobre los resultados obtenidos con las metodologías empíricas y esto permite obtener resultados más exactos. - Se presenta un avance en la predicción de distancias de viaje de los bloques adoptando el concepto "probabilidad de alcance".								
Desventajas								
- Se realiza una medición de las distancias de viaje empleando metodologías empíricas que proveen resultados con una alta incertidumbre. - Para la elaboración del análisis estadístico se requiere una base de datos significativa con los parámetros que faciliten el desarrollo del mismo.								

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA	METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS	FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título	Autor		Fecha de Publicación
Una Aproximación a la Evaluación Probabilística en el Tiempo del Peligro por Deslizamientos Inducidos Sísmicamente	V. del Gaudio P. Pierri J. Wasowski		Abril de 2003
			Identificación
			F-14
Descripción General			Escala
En el artículo se presenta una nueva forma de incorporar el factor tiempo en el análisis de riesgo por deslizamientos inducidos por sismos, este método consiste en evaluar la evaluar la recurrencia temporal de la falla de un talud sísmicamente inducida inferida a partir del modelo de Newmark. Esta metodología es aplicada en un área al sur de Italia y sus resultados muestran que la introducción del factor tiempo modifica significativamente la representación espacial del riesgo y permite la evaluación de la importancia de la sismicidad como agente detonante de deslizamientos.			Regional
Metodología de Análisis			
<p>En el artículo se presenta un nuevo método que relaciona la probabilidad de ocurrencia de eventos sísmicos a la probabilidad de que esos eventos desencadenen un deslizamiento, esto mediante la combinación del método Cornell (método empleado para la evaluación de riesgo sísmico) y la aproximación de Jibson. Este método propuesto es aplicado en un área ubicada al sur de Italia propensa a la ocurrencia de deslizamientos. Este método busca calcular la probabilidad de falla de un talud excediendo una intensidad dada en un sitio determinado durante un intervalo de tiempo definido y se resume así:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Se realiza la división del territorio en celdas denominadas Ri, y determinar para cada una de ellas la probabilidad de falla de la pendiente durante un tiempo T, independientemente de la intensidad del deslizamiento. 2. Se debe evaluar la sacudida sísmica empleando el parámetro S discretizado correctamente asumiendo valores dentro de dos extremos, Sm (Representa el mínimo valor de la sacudida capaz de desencadenar el deslizamiento) y SM (Representa el valor máximo de sacudida que se puede presentar en la zona), se presenta la ecuación que se debe emplear. 3. Se presenta la ecuación para calcular la probabilidad de ocurrencia de que falle un talud cuando se exceda una intensidad dada, la cual depende de: <ul style="list-style-type: none"> - La probabilidad de ocurrencia de una sacudida sísmica durante un tiempo T (Pe) : Para evaluar este parámetro se prefiere emplear la metodología propuesta para la Intensidad de Arias, debido a que provee mejores correlaciones de los efectos de las sacudidas sísmicas en la estabilidad de taludes. Para determinar este factor se requiere definir: Zonificación sísmica del área de estudio, la tasa de generación de sismos de diferentes tamaños en cada una de las zonas y la relación de atenuación que define la disminución del parámetro de sacudida sísmica adoptado con la distancia para calcular el valor esperado en el acto de estudio. - La probabilidad de que un una sacudida sísmica de un tamaño determinado desencadene un deslizamiento (Pi), su evaluación es la más compleja por que numerosos factores condicionan su probabilidad. Debido a esto se recomienda la implementación de un método que se basa en la definición de umbrales críticos para parámetros sintéticos como el Desplazamiento de Newmark e incorporar incorporar la variabilidad de sus condiciones. <p>Considerando esto se establecen los siguientes pasos:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Definir un periodo de tiempo relevante. 2. Definir un umbral crítico para el desplazamiento de Newmark de acuerdo al tipo de deslizamiento predominante en la zona. 3. Subdividir el área de estudio con una grilla regular. 4. Estimar el número de eventos en cada punto de la grilla los cuales causaran diferentes valores de I en un tiempo T adoptando la aproximación de Cornell, Se usa el software SEISRISK III Code para discretizar los posibles rangos de I. 5. Emplear ecuación empírica desarrollada en el artículo y por medio de iteraciones s calcula el valor final de Ac. 			
Aplicabilidad			
Esta metodología es aplicable a zonas propensas a deslizamientos y que sean consideradas susceptibles a la ocurrencia de eventos sísmicos. Para su correcta aplicación se requiere información histórica de la zona que provean bases de datos completas que permitan la obtención			
Resultados			
Antes de iniciar el procedimiento previamente descrito los investigadores deciden iniciar una aproximación más simplificada propuesta por Wilson y Keefer (1985) con el fin de: evaluar la exposición del área de estudio a sacudidas sísmicas capaces de inducir deslizamientos y tener una referencia de resultados. Desarrollando el procedimiento descrito se obtiene un mapa con las Intensidades de Arias que tiene un 10% de probabilidad de exceder los límites establecidos en 50 años.			
Parámetros Analizados			
Se realiza un estudio geológico de la zona y se hace referencia a diferentes investigaciones realizadas en la zona específicamente a inventarios de deslizamientos que permiten identificar los movimientos mas frecuentes. Se requiere una zonificación sísmica de la zona. Evaluación de amenaza sísmica de la zona.			
Ventajas <ul style="list-style-type: none"> - La Evaluación Probabilística en el Tiempo del Peligro por Deslizamientos Inducidos Sísmicamente beneficia la integración de metodologías bien establecidas para la la evaluación de amenaza sísmica. - Presenta una forma sencilla de incorporar el factor sísmico en la evaluación probabilística en el tiempo de la amenaza por deslizamientos. 		Desventajas <ul style="list-style-type: none"> - Requiere una amplia información histórica de la zona que permita establecer la recurrencia de los deslizamientos inducidos por sismos. - Se resalta que esta metodología solo permite una evaluación parcial de la amenaza y debe ser completada con información de la zona que permita establecer la susceptibilidad sísmica de los taludes. 	

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA		METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título		Autor		Fecha de Publicación	
Análisis y Predicción de Caída de Rocas Empleando un Modelo Matemático		A. Azzoni G. La Barbera A. Zaninetti		1995	
				Identificación	
				F-15	
Descripción General				Escala	
<p>Se presenta un modelo matemático codificado para el uso en computadores llamado CADMA, este permite hacer predicciones de trayectorias y determinar parámetros importantes como: energía, altura de robte, desitancia de caída de los bloques, etc). Este modelo esta basado en la mecánica de cuerpos rígidos y análisis estadísticosde una caída en dos dimensiones. En este artículo se presentan los criterios para estudiar las trayectorias, y las técnicas para evaluar los parámetros más relevantes para el estudio de caída de rocas.</p>				Local	
Metodología de Análisis					
<p>Se definen las características del programa y las principales hipótesis:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Se realiza el análisis de las caídas en dos dimensiones. 2. Las trayectorias de los bloques son establecidas a priori y son representadas por una secuencia de segmentos. 3. La caída de los bloques se compone de fases diferentes, las cuales tienen unas características e hipótesis diferentes. 4. Los bloques en el punto de impacto son modelados como cuerpos elipsoidales rodando en un espacio bidimensional alrededor del eje más corto. 5. No se considera el fracturamiento de los bloques, esto con el fin de obtener resultados más conservadores. 6. Cada uno de los bloques cae siguiendo una trayectoria que no es afectada por la de los otros bloques. <p>Se establecen las principales fases de la caída de rocas:</p> <ol style="list-style-type: none"> a. Caída Libre: Su característica principal es que el movimiento ocurre en el aire, el movimiento ocurre despues de una fase de deslizamiento o rodante usualmente por una variación en la forma de la pendiente. generalmente esta compuesto por dos movimientos diferentes: traslación del centro de la masa y rotación del bloques alrededor de su centro. b. Impacto y Rebote: Cuando la trayectoria aérea se intersecta con la pendiente se presenta un impacto y como consecuencia se produce una perdida de energía importante. Para su modelación es importante determinar las fuerzas internas de reacción entre dos cuerpos en colisión, se explican todas las consideraciones para este movimientos soportadas por las ecuaciones consideradas en el estudio. c. Deslizamiento y Rotación: La rotación de un bloque esta relacionado con e momento que ocurre en el putno de contacto entre el cuerpo que rota y la pendiente, pero esta situación se complica por las variaciones en la forma del bloque y de la pendiente por lo que se requiere un análisis mas complejo, se explican las consideraciones para modelar esta fase. d. Análisis Probabilístico: Para realizar este análisis es necesario: <ul style="list-style-type: none"> - Definir todas las variables dentro de un rango centrado en su valor promedio. - Se hace una modelación numérica empleando el método Monte Carlo. e. Resultados del Programa y Gráficas: El modelo analiza las gráficas de las trayectorias consideradas en la sección vertical, las distancias predeterminadas, los valores de los principales parámetros (En términos de distrubuciones de probabilidad) de las caídas de rocas. El modelo permite determinar el punto de parada de los bloques a lo largo del talud. Todos estos datos son representados gráficamente por histogramas. 					
Aplicabilidad					
Este software es aplicable a zonas con alta probabilidad de desperndimeinto de rocas, la cual haya sido constantemente monitoreada de tal manera que provea información histórica que facilite la verificación de los resultados obtenidos con el software. Adicionalmente se requiere un levantamiento topográfico preciso que permita la modelación de las condiciones naturales del terreno de la manera más exacta posible.					
Resultados					
Se reporta que el programa arroja datos bastante exactos sobre las energías y velocidades rotacionales y traslacionales. Además permite la determinación del punto de parada de los bloques a lo largo de la pendiente.					
Parámetros Analizados					
Características topográficas, geomorfológicas y geológicas de la manera mas detallada posible.					
Se hace especial énfasis en que la topografía debe ser lo más exacta posible para modelar adecuadamente los bloques					
Ventajas <ul style="list-style-type: none"> - Considerando la comparación realizada por los autores se concluyó que esta metodología arroja resultados aceptables en la evaluación de las energías y de las distancia de parada de los bloques. - El programa se presenta como una herramienta sencilla que permite un análisis sencillo de los resultados empenado gráficas, perfiles de las pendientes, trayectorias e histogramas. 			Desventajas <ul style="list-style-type: none"> - Se requiere una topografía detallada de la zona de análisis de lo contrario los resultados con relación a la altura de rebote del programa arrojará resultados distantes de la realidad. - Se requiere la adquisición del software y la calibración del mismo a las condiciones geológicas de la zona. 		

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA		METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS	
Título		Autor		Fecha de Publicación	
Integración de las Técnicas de Modelación en 3D Para la Evaluación de Riesgo por Caídas de Rocas y el Diseño de Medidas Preventivas		F. Agliardi G. B. Crosta P. Frattini		Julio de 2009	
				Identificación	
				F-16	
Descripción General				Escala	
<p>Se propone un procedimiento que evalúa cuantitativamente el riesgo por caídas de rocas este se soporta en la modelación numérica de las caídas de rocas con un software 3D llamado HY-STONE. Se presenta un caso de estudio en Italia, donde una caída de rocas destruyó una gran cantidad de viviendas y corredores viales. El modelo numérico fue retro alimentado con el evento y se volvió a correr considerando diferentes escenarios: sin protecciones, con diques provisionales, con protecciones a largo plazo. Se combinaron los resultados del programa con relación a la energía de impacto y los daños observados en las viviendas en el evento del 2004 para obtener una función de vulnerabilidad empírica de acuerdo al grado de pérdida esperado de cada uno de los elementos. Finalmente se hace una comparación costo beneficio en los diferentes escenarios considerados.</p>				Regional	
Metodología de Análisis					
<p>El propósito de este artículo es verificar la conveniencia técnica y el costo-beneficio de las medidas de contención a través de un análisis de riesgo cuantitativo soportado por una modelación matemática en 3D. El artículo realiza una descripción detallada del área de aplicación del modelo relacionando características geológicas y del evento de noviembre de 2004, de este último se resalta: el volumen aproximado, distancia máxima de salida de los bloques, las energías de impacto aproximadas de acuerdo a los daños ocasionados, los daños ocasionados a los corredores viales y a las viviendas, el costo aproximado de los daños y las medidas de contención realizadas luego del evento. Luego se describe la metodología empleada:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Análisis de Riesgo: Se define el riesgo como una ecuación de sumatorias en la cual se relacionan la probabilidad de ocurrencia de un evento de caída de rocas de una magnitud, la probabilidad de que un bloque de un determinado volumen alcance un elemento en riesgo, la probabilidad de que un elemento en riesgo se encuentre en el lugar del impacto en el momento de impacto, la vulnerabilidad del elemento en riesgo y el valor económico del elemento en riesgo. Y se definen las ecuaciones para definir cada una de estos parámetros. 2. Modelación Numérica: Se emplea el software HY-STONE el cual es capaz de simular las trayectorias de caídas de rocas en 3D con una aproximación estocástica multi escala, este software toma ventaja de los descriptores topográficos en 3D de alta resolución (LIDAR). Este software incorpora un algoritmo híbrido con base en modificaciones propuestas por diferentes autores que le permiten al software modelar caída libre, impactos y rebotes de los bloques con diferentes relaciones de amortiguación disponibles para simular la pérdida de energía. La naturaleza estocástica de los procesos de caídas de rocas y la variabilidad de los parámetros son introducidos como función de la topografía. El software cuenta con interacción entre los bloques y medidas de contención, permite introducir su geometría y su capacidad de absorción de energía. 3. Análisis Cuantitativo del Riesgo: Este análisis se realizó en tres escenarios diferentes relacionados inicialmente, se consideraron como elementos en riesgo las viviendas existentes en el área y se estimó aproximadamente el número de personas que viven en cada una de ellas. Para cada una de las viviendas se identificaron: tipo de estructura, altura de la construcción, área de la construcción, número de pisos, valor comercial promedio por unidad de área y promedio estimado anual de ocupación. Con todo esto es posible determinar el valor económico de los elementos en riesgo. 4. Configuración del Modelo Numérico: Este software fue desarrollado sobre un área de 0.52 km², se empleó el proceso de levantamiento topográfico LIDAR que cuenta con una resolución espacial de 2 m. Las trayectorias de los bloques y las distancias máximas de salida, al igual que los daños a las estructuras fueron mapeadas enseguida de la ocurrencia del evento. Con base en mapas de la litología y vegetación de la zona fue posible definir nueve clases de tipos de pendientes y a cada una de estas se le asignó un coeficiente de restitución de energía de impacto y coeficiente de resistencia a la rodadura con base en la literatura. Se detectaron las fuentes de caídas de rocas con base en la litología, geología, características geomecánicas y datos históricos. EL software fue recalibrado con base en los datos recolectados en la zona. 5. Frecuencia de las Caídas de Rocas y Probabilidad de Impacto: La frecuencia anual de los eventos de caídas de rocas requiere conocer o asumir la relación que describe la distribución magnitud-frecuencia para un área que tiene una geología específica y características geomorfológicas definidas. Se presentan teorías y ecuaciones de la literatura que les permitieron definir esta distribución. Luego se definieron cinco tipos de volumen de bloques y se simuló 214630 trayectorias. Se acondicionó la topografía considerando un modelo de elevación digital. Los resultados de la modelación incluyen la frecuencia y la energía cinética de los bloques en cada una de las celdas del modelo. Para cada uno de los elementos en riesgo y clase de volumen se evaluó la probabilidad de alcance y la probabilidad de impacto. 					
Aplicabilidad					
Esta metodología está enfocada para realizar análisis respecto al impacto económico causado por caída de rocas en una zona poblada, por ende su aplicación es recomendable en zonas pobladas cercanas a taludes propensos a la caída de rocas y sus resultados son empleados para la evaluación de las medidas de contingencia económicamente correctas.					
Resultados					
<p>Con la modelación numérica fue posible definir las energías de impacto para cada uno de los escenarios y para cada clase de volumen permitiendo definir el grado de pérdida de los elementos en riesgo. Esto se combinó con la probabilidad de impacto y el valor económico de los elementos en riesgo, lo cual permitió evaluar el riesgo de las construcciones y de las personas que las habitan en términos de costos esperados anualmente. Finalmente se evaluaron los costos anuales esperados para cada uno de los tres escenarios de protecciones analizados considerando la suma de los costos estimados para cada una de las clases de volumen y elementos en riesgo. Finalmente se realizó un análisis de costo beneficio de las medidas de contención.</p>					
Parámetros Analizados					
Topografía Detallada Litología Geología Geomorfología Datos Históricos de Eventos Levantamiento de Construcciones Expuestas					
Ventajas			Desventajas		
- Esta metodología presenta una herramienta sencilla para evaluar los componentes físicos del riesgo, tales como: amenaza, probabilidad de caída y energía de impacto sobre las estructuras.			- Se requiere información histórica sobre eventos ocurridos y los daños ocasionados por los mismos para realizar un análisis comparativo sobre los daños ocasionados por eventos pasados y la efectividad de las medidas de contención que se decidan adoptar.		

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA		METODOLOGÍA PARA LA EVALUACIÓN CUANTITATIVA DE AMENAZA POR CAÍDAS DE ROCAS		FICHA RESUMEN MODELO DE EVALUACIÓN DE AMENAZA POR CAÍDA DE ROCAS		
Título			Autor		Fecha de Publicación	
Modelación Numérica Tridimensional de Caídas de Rocas en Alta Resolución			F. Agliardi G. B. Crosta		Febrero de 2003	
					Identificación	
					F-17	
Descripción General					Escala	
Se presenta el desarrollo de un código original, el cual fue desarrollado inicialmente para análisis de escala regional y es implementado a escala local usando datos de entrada de alta resolución. Este código esta basado en un algoritmo cinemático y permite correr simulaciones detalladas y espacialmente distribuidas de caídas de rocas en topografía tridimensional empleando un Modelo de Elevación Digital. Se presentan dos ejemplos de aplicación en los Alpes Italianos Centrales y se demuestra que la aproximación sugerida logra considerar correctamente la dinámica de la caída de rocas. Finalmente se discute la calibración del modelo y sus resultados son comparados con datos experimentales disponibles.					Local	
Metodología de Análisis						
<p>El artículo inicia relacionando los problemas más importantes en la modelación de las caídas de rocas entre estas se destacan la variabilidad de los parámetros de los bloques y del talud, los efectos de la deformación plástica de los bloques que son representadas por funciones de contacto en su mayoría empíricas y las dispersiones laterales. Luego se realiza una descripción del Software STONE:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Trabaja con un algoritmo cinemático y considera el bloque que cae como una masa agrupada y permite al modelo modelar caída libre, impactos y rodadura de los bloques. - Utiliza topografía proporcionada por un Modelo de Elevación Digital de alta resolución. - Los datos de entrada son proporcionados de forma espacientemente distribuida, sin limitaciones del número de unidades de tierra y permite la descripción de la litología y del uso del terreno. - Las fuentes de caídas de rocas pueden ser considerados como puntos, polígonos o líneas. - Realiza una modelación estocástica que puede ser repetida a través de un enfoque pseudo-aleatoria. - No considera la resistencia al aire y el fracturamiento del bloque. <p>La aplicación del Software se realiza en dos zonas de los Alpes, para esto se hace:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Descripción detallada de la Geología presente en la zona. 2. Revisión histórica de los eventos ocurridos, se extraen datos como volúmenes, daños ocasionados, medidas de contención implementadas. 3. Recopilación de la información litológica, geomorfológica y geomecánica de la zona. 4. Levantamiento topográfico a través del Software ArcInfo TOPOGRID obteniendo líneas de nivel cada 5 metros. 5. Se prepararon mapas litológicos y de uso del suelo con la misma resolución que la topografía, los cuales se integraron empleando el GIS y se generó una condición única que permitió asignar valores a los coeficientes de restitución y de fricción. 6. Se identificaron las fuentes probables de caídas de rocas combinando diferentes fuentes de información: cartografía de los afloramientos de roca madre en terrenos empinados, evidencias de falla, detección de acumulaciones de caídas de rocas y datos históricos. Y luego se analizaron las diferentes formas de las fuentes de caídas de rocas. 7. Se realiza una modelación de terminística preliminar con el fin de determinar las trayectorias de las caídas de rocas. 8. Luego se corre el modelo asumiendo que se desprenden 10 bloques de cada una de las fuentes de rocas, permitiendo una variación de los parámetros relevantes de acuerdo a una aproximación probabilística 9. Se compararon los resultados con los registros históricos. 						
Aplicabilidad						
Esta metodología es aplicable a zonas propensas al desprendimiento de bloques y de las cuales se cuente con información topográfica a nivel de detalle y bases de datos de registros históricos que permitan realizar el análisis completo de la información.						
Resultados						
El modelo presenta gráficas que relacionan la variación de la velocidad y la altura de rebote de los bloques, estos valores fueron comparados con los registros históricos y se encontró concordancia, los coeficientes de restitución y de fricción fueron comparados con los registrados en la literatura.						
Parámetros Analizados						
Los datos de entrada para el Software son: <ul style="list-style-type: none"> - Una grilla que contenga los datos de elevación. - Una grilla que contenga las fuentes de caídas de rocas y el número de bloques. - Tres grillas que contengan: el coeficiente normal de restitución, el coeficiente tangencial de restitución y coeficiente de fricción de rodadura. 						
Ventajas			Desventajas			
- Esta metodología hace uso de topografía de alta resolución y bases de datos completas que permiten obtener resultados mas exactos.			- Se requiere la adquisición del software y la calibración del mismo a las condiciones geológicas de la zona.			

B. Anexo 2: Memorias de Cálculo del Análisis Probabilístico

Parámetro	Condición	Valor Asignado		
Cohesión (C)	Variable	Media	125	KPa
		Límite Superior	140	KPa
		Límite Inferior	110	KPa
		Desviación Estándar	21.21	
Fricción (ϕ)	Variable	Media	34.5	°
		Límite Superior	36	°
		Límite Inferior	33	°
		Desviación Estándar	2.12	
Buzamiento del Talud (β t)	Variable	Media	60.32	°
		Límite Superior	62.39	°
		Límite Inferior	58.26	°
		Desviación Estándar	2.06	
Altura del Talud (H)	Variable	Media	117.59	KPa
		Límite Superior	134.31	KPa
		Límite Inferior	100.88	KPa
		Desviación Estándar	16.72	
Buzamiento de la Estratificación (β d)	Variable	Media	59.98	°
		Límite Superior	63.27	°
		Límite Inferior	56.69	°
		Desviación Estándar	3.29	
Peso Unitario		26	kN/m ³	
Aceleración		0	g	

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - SISMO CON UN PERIODO DE RETORNO DE 225 AÑOS																	
Nº	C	ϕ	β_t	H	β_d	C	ϕ	β_t	H	β_d	A	Z/H	W	Arriba	Abajo	FS	FS
1	+	+	+	+	+	146.21	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	0.00	-4408.94	21040.78	-4294.78	-4.89916	
2	+	+	+	+	-	146.21	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	30917.80	23391.14	1.32177	1.32177
3	+	+	+	-	+	146.21	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	15937.42	-2614.09	-6.09673	
4	+	+	-	+	+	146.21	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	14868.32	-32287.86	-0.46049	
5	+	-	+	+	+	146.21	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	21115.97	-4634.35	-4.55641	
6	-	+	+	+	+	103.79	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14585.76	-4634.35	-3.14732	
7	-	+	-	-	-	103.79	36.62	58.26	100.88	56.69	120.71	0.06	4801.74	13951.13	4487.46	3.10891	3.10891
8	-	-	+	-	-	103.79	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	16097.92	13194.23	1.22007	1.22007
9	-	-	-	+	-	103.79	32.38	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	18833.22	7955.51	2.36732	2.36732
10	-	-	-	-	+	103.79	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	8295.90	-18212.60	-0.45550	
11	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	16712.40	13194.23	1.26664	1.26664
16	+	+	+	-	-	146.21	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	21833.64	13194.23	1.65479	1.65479
17	-	-	+	+	+	103.79	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14735.82	-4634.35	-3.17970	
18	-	-	-	+	+	103.79	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	9533.66	-32287.86	-0.29527	
19	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	12497.95	-18212.60	-0.68623	
20	+	-	-	+	+	146.21	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	15913.81	-32287.86	-0.49287	
21	-	+	-	-	+	103.79	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	7706.17	-18212.60	-0.42312	
22	-	-	+	+	-	103.79	32.38	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	23009.61	23391.14	0.98369	0.98369
23	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	16712.40	13194.23	1.26664	1.26664
24	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	12497.95	-18212.60	-0.68623	
25	-	+	+	-	+	103.79	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	11145.63	-2614.09	-4.26367	
26	+	-	-	-	+	146.21	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	13087.69	-18212.60	-0.71861	
27	-	+	+	+	-	103.79	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	24098.99	23391.14	1.03026	1.03026
28	-	+	-	+	+	103.79	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	8488.16	-32287.86	-0.26289	
29	+	-	+	-	-	146.21	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	21219.15	13194.23	1.60821	1.60821
30	-	-	+	-	+	103.79	32.38	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	11230.28	-2614.09	-4.29605	
31	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26022.53	7955.51	3.27101	3.27101
32	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26022.53	7955.51	3.27101	3.27101
Media del factor de seguridad FS															μ_{FS}		2.140
Desviación estandar del FS															σ_{FS}		1.289
Índice de confiabilidad															β		0.884
Asumiendo una FDP de tipo Normal STD															$\Phi_{(\beta)}$		0.812
Probabilidad de falla															Pf		18.84%

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - SISMO CON UN PERIODO DE RETORNO DE 475 AÑOS																	
Nº	C	ϕ	β_t	H	β_d	C	ϕ	β_t	H	β_d	A	Z/H	W	Arriba	Abajo	FS	FS
1	+	+	+	+	+	146.21	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	0.00	-4408.94	21128.59	-4354.26	-4.85239	
2	+	+	+	+	-	146.21	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	30451.41	23803.52	1.27928	1.27928
3	+	+	+	-	+	146.21	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	15990.86	-2650.30	-6.03360	
4	+	+	-	+	+	146.21	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	15528.42	-32735.09	-0.47437	
5	+	-	+	+	+	146.21	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	21196.80	-4698.54	-4.51136	
6	-	+	+	+	+	103.79	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14680.50	-4698.54	-3.12448	
7	-	+	-	-	-	103.79	36.62	58.26	100.88	56.69	120.71	0.06	4801.74	13861.66	4566.57	3.03546	3.03546
8	-	-	+	-	-	103.79	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	15873.47	13426.84	1.18222	1.18222
9	-	-	-	+	-	103.79	32.38	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	18697.89	8095.76	2.30959	2.30959
10	-	-	-	-	+	103.79	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	8613.56	-18464.87	-0.46648	
11	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	16449.33	13426.84	1.22511	1.22511
16	+	+	+	-	-	146.21	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	21570.56	13426.84	1.60653	1.60653
17	-	-	+	+	+	103.79	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14816.65	-4698.54	-3.15346	
18	-	-	-	+	+	103.79	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	10096.82	-32735.09	-0.30844	
19	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	12870.30	-18464.87	-0.69702	
20	+	-	-	+	+	146.21	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	16476.98	-32735.09	-0.50334	
21	-	+	-	-	+	103.79	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	8078.51	-18464.87	-0.43751	
22	-	-	+	+	-	103.79	32.38	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	22611.71	23803.52	0.94993	0.94993
23	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	16449.33	13426.84	1.22511	1.22511
24	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	12870.30	-18464.87	-0.69702	
25	-	+	+	-	+	103.79	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	11199.08	-2650.30	-4.22558	
26	+	-	-	-	+	146.21	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	13405.35	-18464.87	-0.72599	
27	-	+	+	+	-	103.79	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	23632.60	23803.52	0.99282	0.99282
28	-	+	-	+	+	103.79	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	9148.26	-32735.09	-0.27946	
29	+	-	+	-	-	146.21	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	20994.71	13426.84	1.56364	1.56364
30	-	-	+	-	+	103.79	32.38	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	11275.87	-2650.30	-4.25456	
31	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	25863.91	8095.76	3.19475	3.19475
32	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	25863.91	8095.76	3.19475	3.19475
Media del factor de seguridad FS															μ_{FS}		2.084
Desviación estandar del FS															σ_{FS}		1.259
Índice de confiabilidad															β		0.861
Asumiendo una FDP de tipo Normal STD															$\Phi_{(\beta)}$		0.805
Probabilidad de falla															Pf		19.46%

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - LLUVIA CON UN PERIODO DE RETORNO DE 2,3 AÑOS																		
N°	C	φ	βt	H	βd	C	φ	βt	H	βd	A	Z/H	W	Arriba	Abajo	FS	FS	
1	+	+	+	+	+	146.21	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	0.00	-4408.94	20505.54	-3937.84	-5.20730		
2	+	+	+	+	-	146.21	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	33707.71	20916.86	1.61151	1.61151	
3	+	+	+	-	+	146.21	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	15608.34	-2396.84	-6.51204		
4	+	+	-	+	+	146.21	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	10899.30	-29604.47	-0.36816		
5	+	-	+	+	+	146.21	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	20623.79	-4249.20	-4.85358		
6	-	+	+	+	+	103.79	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14008.86	-4249.20	-3.29683		
7	-	+	-	-	-	103.79	36.62	58.26	100.88	56.69	120.71	0.06	4801.74	14479.55	4012.78	3.60836	3.60836	
8	-	-	+	-	-	103.79	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	17437.39	11798.56	1.47792	1.47792	
9	-	-	-	+	-	103.79	32.38	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	19638.00	7113.98	2.76048	2.76048	
10	-	-	-	-	+	103.79	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	6382.73	-16698.98	-0.38222		
11	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18282.43	11798.56	1.54955	1.54955	
16	+	+	+	-	-	146.21	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	23403.67	11798.56	1.98360	1.98360	
17	-	-	+	+	+	103.79	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14243.64	-4249.20	-3.35208		
18	-	-	-	+	+	103.79	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	6147.49	-29604.47	-0.20765		
19	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10255.48	-16698.98	-0.61414		
20	+	-	-	+	+	146.21	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	12527.64	-29604.47	-0.42317		
21	-	+	-	-	+	103.79	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	5463.69	-16698.98	-0.32719		
22	-	-	+	+	-	103.79	32.38	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	25389.82	20916.86	1.21385	1.21385	
23	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18282.43	11798.56	1.54955	1.54955	
24	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10255.48	-16698.98	-0.61414		
25	-	+	+	-	+	103.79	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10816.55	-2396.84	-4.51283		
26	+	-	-	-	+	146.21	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	11174.52	-16698.98	-0.66917		
27	-	+	+	+	-	103.79	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	26888.90	20916.86	1.28551	1.28551	
28	-	+	-	+	+	103.79	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	4519.14	-29604.47	-0.15265		
29	+	-	+	-	-	146.21	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	22558.63	11798.56	1.91198	1.91198	
30	-	-	+	-	+	103.79	32.38	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10949.52	-2396.84	-4.56831		
31	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26965.84	7113.98	3.79054	3.79054	
32	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26965.84	7113.98	3.79054	3.79054	
														Media del factor de seguridad FS			μ _{FS}	2.519
														Desviación estandar del FS			σ _{FS}	1.497
														Índice de confiabilidad			β	1.015
														Asumiendo una FDP de tipo Normal STD			Φ _(β)	0.845
														Probabilidad de falla			Pf	15.51%

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - LLUVIA CON UN PERIODO DE RETORNO DE 5 AÑOS																	
Nº	C	ϕ	β_t	H	β_d	C	ϕ	β_t	H	β_d	A	Z/H	W	Arriba	Abajo	FS	FS
1	+	+	+	+	+	146.21	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	0.00	-4408.94	20495.78	-3937.84	-5.20482	
2	+	+	+	+	-	146.21	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	33697.96	20916.86	1.61104	1.61104
3	+	+	+	-	+	146.21	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	15598.58	-2396.84	-6.50797	
4	+	+	-	+	+	146.21	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	10889.54	-29604.47	-0.36783	
5	+	-	+	+	+	146.21	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	20615.47	-4249.20	-4.85162	
6	-	+	+	+	+	103.79	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	13999.10	-4249.20	-3.29453	
7	-	+	-	-	-	103.79	36.62	58.26	100.88	56.69	120.71	0.06	4801.74	14469.80	4012.78	3.60593	3.60593
8	-	-	+	-	-	103.79	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	17429.07	11798.56	1.47722	1.47722
9	-	-	-	+	-	103.79	32.38	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	19629.68	7113.98	2.75931	2.75931
10	-	-	-	-	+	103.79	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	6374.41	-16698.98	-0.38172	
11	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18272.68	11798.56	1.54872	1.54872
16	+	+	+	-	-	146.21	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	23393.92	11798.56	1.98278	1.98278
17	-	-	+	+	+	103.79	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14235.32	-4249.20	-3.35012	
18	-	-	-	+	+	103.79	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	6139.17	-29604.47	-0.20737	
19	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10245.72	-16698.98	-0.61355	
20	+	-	-	+	+	146.21	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	12519.32	-29604.47	-0.42289	
21	-	+	-	-	+	103.79	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	5453.94	-16698.98	-0.32660	
22	-	-	+	+	-	103.79	32.38	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	25381.50	20916.86	1.21345	1.21345
23	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18272.68	11798.56	1.54872	1.54872
24	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10245.72	-16698.98	-0.61355	
25	-	+	+	-	+	103.79	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10806.80	-2396.84	-4.50877	
26	+	-	-	-	+	146.21	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	11166.20	-16698.98	-0.66868	
27	-	+	+	+	-	103.79	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	26879.15	20916.86	1.28505	1.28505
28	-	+	-	+	+	103.79	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	4509.39	-29604.47	-0.15232	
29	+	-	+	-	-	146.21	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	22550.30	11798.56	1.91128	1.91128
30	-	-	+	-	+	103.79	32.38	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10941.20	-2396.84	-4.56484	
31	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26956.09	7113.98	3.78917	3.78917
32	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26956.09	7113.98	3.78917	3.78917
														Media del factor de seguridad FS		μ_{FS}	2.518
														Desviación estandar del FS		σ_{FS}	1.496
														Índice de confiabilidad		β	1.015
														Asumiendo una FDP de tipo Normal STD		$\Phi_{(\beta)}$	0.845
														Probabilidad de falla		Pf	15.51%

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - LLUVIA CON UN PERIODO DE RETORNO DE 10 AÑOS																	
Nº	C	ϕ	β_t	H	β_d	C	ϕ	β_t	H	β_d	A	Z/H	W	Arriba	Abajo	FS	FS
1	+	+	+	+	+	146.21	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	0.00	-4408.94	20487.25	-3937.84	-5.20266	
2	+	+	+	+	-	146.21	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	33689.42	20916.86	1.61064	1.61064
3	+	+	+	-	+	146.21	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	15590.05	-2396.84	-6.50441	
4	+	+	-	+	+	146.21	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	10881.01	-29604.47	-0.36755	
5	+	-	+	+	+	146.21	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	20608.19	-4249.20	-4.84990	
6	-	+	+	+	+	103.79	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	13990.57	-4249.20	-3.29252	
7	-	+	-	-	-	103.79	36.62	58.26	100.88	56.69	120.71	0.06	4801.74	14461.26	4012.78	3.60380	3.60380
8	-	-	+	-	-	103.79	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	17421.79	11798.56	1.47660	1.47660
9	-	-	-	+	-	103.79	32.38	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	19622.40	7113.98	2.75829	2.75829
10	-	-	-	-	+	103.79	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	6367.13	-16698.98	-0.38129	
11	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18264.15	11798.56	1.54800	1.54800
16	+	+	+	-	-	146.21	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	23385.38	11798.56	1.98205	1.98205
17	-	-	+	+	+	103.79	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14228.03	-4249.20	-3.34841	
18	-	-	-	+	+	103.79	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	6131.89	-29604.47	-0.20713	
19	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10237.19	-16698.98	-0.61304	
20	+	-	-	+	+	146.21	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	12512.04	-29604.47	-0.42264	
21	-	+	-	-	+	103.79	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	5445.40	-16698.98	-0.32609	
22	-	-	+	+	-	103.79	32.38	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	25374.22	20916.86	1.21310	1.21310
23	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18264.15	11798.56	1.54800	1.54800
24	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10237.19	-16698.98	-0.61304	
25	-	+	+	-	+	103.79	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10798.26	-2396.84	-4.50520	
26	+	-	-	-	+	146.21	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	11158.92	-16698.98	-0.66824	
27	-	+	+	+	-	103.79	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	26870.61	20916.86	1.28464	1.28464
28	-	+	-	+	+	103.79	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	4500.85	-29604.47	-0.15203	
29	+	-	+	-	-	146.21	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	22543.02	11798.56	1.91066	1.91066
30	-	-	+	-	+	103.79	32.38	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10933.92	-2396.84	-4.56180	
31	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26947.56	7113.98	3.78797	3.78797
32	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26947.56	7113.98	3.78797	3.78797
														Media del factor de seguridad FS		μ_{FS}	2.517
														Desviación estandar del FS		σ_{FS}	1.495
														Índice de confiabilidad		β	1.014
														Asumiendo una FDP de tipo Normal STD		$\Phi_{(\beta)}$	0.845
														Probabilidad de falla		Pf	15.52%

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - LLUVIA CON UN PERIODO DE RETORNO DE 20 AÑOS																		
N°	C	φ	βt	H	βd	C	φ	βt	H	βd	A	Z/H	W	Arriba	Abajo	FS	FS	
1	+	+	+	+	+	146.21	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	0.00	-4408.94	20477.09	-3937.84	-5.20008		
2	+	+	+	+	-	146.21	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	33679.26	20916.86	1.61015	1.61015	
3	+	+	+	-	+	146.21	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	15579.89	-2396.84	-6.50017		
4	+	+	-	+	+	146.21	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	10870.85	-29604.47	-0.36720		
5	+	-	+	+	+	146.21	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	20599.52	-4249.20	-4.84786		
6	-	+	+	+	+	103.79	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	13980.41	-4249.20	-3.29013		
7	-	+	-	-	-	103.79	36.62	58.26	100.88	56.69	120.71	0.06	4801.74	14451.10	4012.78	3.60127	3.60127	
8	-	-	+	-	-	103.79	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	17413.12	11798.56	1.47587	1.47587	
9	-	-	-	+	-	103.79	32.38	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	19613.73	7113.98	2.75707	2.75707	
10	-	-	-	-	+	103.79	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	6358.46	-16698.98	-0.38077		
11	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18253.98	11798.56	1.54714	1.54714	
16	+	+	+	-	-	146.21	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	23375.22	11798.56	1.98119	1.98119	
17	-	-	+	+	+	103.79	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14219.37	-4249.20	-3.34637		
18	-	-	-	+	+	103.79	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	6123.22	-29604.47	-0.20683		
19	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10227.03	-16698.98	-0.61243		
20	+	-	-	+	+	146.21	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	12503.37	-29604.47	-0.42235		
21	-	+	-	-	+	103.79	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	5435.24	-16698.98	-0.32548		
22	-	-	+	+	-	103.79	32.38	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	25365.55	20916.86	1.21268	1.21268	
23	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18253.98	11798.56	1.54714	1.54714	
24	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10227.03	-16698.98	-0.61243		
25	-	+	+	-	+	103.79	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10788.10	-2396.84	-4.50097		
26	+	-	-	-	+	146.21	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	11150.25	-16698.98	-0.66772		
27	-	+	+	+	-	103.79	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	26860.45	20916.86	1.28415	1.28415	
28	-	+	-	+	+	103.79	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	4490.69	-29604.47	-0.15169		
29	+	-	+	-	-	146.21	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	22534.35	11798.56	1.90992	1.90992	
30	-	-	+	-	+	103.79	32.38	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10925.25	-2396.84	-4.55819		
31	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26937.39	7113.98	3.78654	3.78654	
32	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26937.39	7113.98	3.78654	3.78654	
														Media del factor de seguridad FS			μFS	2.516
														Desviación estandar del FS			σFS	1.495
														Índice de confiabilidad			β	1.014
														Asumiendo una FDP de tipo Normal STD			Φ(β)	0.845
														Probabilidad de falla			Pf	15.53%

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - LLUVIA CON UN PERIODO DE RETORNO DE 25 AÑOS																	
Nº	C	ϕ	β_t	H	β_d	C	ϕ	β_t	H	β_d	A	Z/H	W	Arriba	Abajo	FS	FS
1	+	+	+	+	+	146.21	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	0.00	-4408.94	20473.84	-3937.84	-5.19925	
2	+	+	+	+	-	146.21	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	33676.01	20916.86	1.60999	1.60999
3	+	+	+	-	+	146.21	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	15576.64	-2396.84	-6.49882	
4	+	+	-	+	+	146.21	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	10867.59	-29604.47	-0.36709	
5	+	-	+	+	+	146.21	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	20596.74	-4249.20	-4.84721	
6	-	+	+	+	+	103.79	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	13977.16	-4249.20	-3.28937	
7	-	+	-	-	-	103.79	36.62	58.26	100.88	56.69	120.71	0.06	4801.74	14447.85	4012.78	3.60046	3.60046
8	-	-	+	-	-	103.79	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	17410.34	11798.56	1.47563	1.47563
9	-	-	-	+	-	103.79	32.38	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	19610.96	7113.98	2.75668	2.75668
10	-	-	-	-	+	103.79	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	6355.69	-16698.98	-0.38060	
11	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18250.73	11798.56	1.54686	1.54686
16	+	+	+	-	-	146.21	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	23371.97	11798.56	1.98092	1.98092
17	-	-	+	+	+	103.79	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14216.59	-4249.20	-3.34571	
18	-	-	-	+	+	103.79	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	6120.45	-29604.47	-0.20674	
19	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10223.78	-16698.98	-0.61224	
20	+	-	-	+	+	146.21	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	12500.60	-29604.47	-0.42225	
21	-	+	-	-	+	103.79	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	5431.99	-16698.98	-0.32529	
22	-	-	+	+	-	103.79	32.38	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	25362.78	20916.86	1.21255	1.21255
23	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18250.73	11798.56	1.54686	1.54686
24	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10223.78	-16698.98	-0.61224	
25	-	+	+	-	+	103.79	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10784.85	-2396.84	-4.49961	
26	+	-	-	-	+	146.21	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	11147.47	-16698.98	-0.66755	
27	-	+	+	+	-	103.79	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	26857.20	20916.86	1.28400	1.28400
28	-	+	-	+	+	103.79	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	4487.44	-29604.47	-0.15158	
29	+	-	+	-	-	146.21	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	22531.58	11798.56	1.90969	1.90969
30	-	-	+	-	+	103.79	32.38	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10922.48	-2396.84	-4.55703	
31	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26934.14	7113.98	3.78608	3.78608
32	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26934.14	7113.98	3.78608	3.78608
														Media del factor de seguridad FS		μ_{FS}	2.515
														Desviación estandar del FS		σ_{FS}	1.494
														Índice de confiabilidad		β	1.014
														Asumiendo una FDP de tipo Normal STD		$\Phi_{(\beta)}$	0.845
														Probabilidad de falla		Pf	15.53%

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - LLUVIA CON UN PERIODO DE RETORNO DE 50 AÑOS																	
Nº	C	ϕ	β_t	H	β_d	C	ϕ	β_t	H	β_d	A	Z/H	W	Arriba	Abajo	FS	FS
1	+	+	+	+	+	146.21	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	0.00	-4408.94	20462.05	-3937.84	-5.19626	
2	+	+	+	+	-	146.21	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	33664.23	20916.86	1.60943	1.60943
3	+	+	+	-	+	146.21	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	15564.85	-2396.84	-6.49390	
4	+	+	-	+	+	146.21	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	10855.81	-29604.47	-0.36669	
5	+	-	+	+	+	146.21	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	20586.69	-4249.20	-4.84484	
6	-	+	+	+	+	103.79	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	13965.37	-4249.20	-3.28659	
7	-	+	-	-	-	103.79	36.62	58.26	100.88	56.69	120.71	0.06	4801.74	14436.06	4012.78	3.59752	3.59752
8	-	-	+	-	-	103.79	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	17400.29	11798.56	1.47478	1.47478
9	-	-	-	+	-	103.79	32.38	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	19600.90	7113.98	2.75526	2.75526
10	-	-	-	-	+	103.79	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	6345.63	-16698.98	-0.38000	
11	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18238.95	11798.56	1.54586	1.54586
16	+	+	+	-	-	146.21	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	23360.19	11798.56	1.97992	1.97992
17	-	-	+	+	+	103.79	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14206.54	-4249.20	-3.34335	
18	-	-	-	+	+	103.79	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	6110.39	-29604.47	-0.20640	
19	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10211.99	-16698.98	-0.61153	
20	+	-	-	+	+	146.21	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	12490.54	-29604.47	-0.42191	
21	-	+	-	-	+	103.79	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	5420.21	-16698.98	-0.32458	
22	-	-	+	+	-	103.79	32.38	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	25352.72	20916.86	1.21207	1.21207
23	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18238.95	11798.56	1.54586	1.54586
24	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10211.99	-16698.98	-0.61153	
25	-	+	+	-	+	103.79	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10773.06	-2396.84	-4.49469	
26	+	-	-	-	+	146.21	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	11137.42	-16698.98	-0.66695	
27	-	+	+	+	-	103.79	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	26845.42	20916.86	1.28343	1.28343
28	-	+	-	+	+	103.79	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	4475.66	-29604.47	-0.15118	
29	+	-	+	-	-	146.21	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	22521.53	11798.56	1.90884	1.90884
30	-	-	+	-	+	103.79	32.38	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10912.42	-2396.84	-4.55283	
31	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26922.36	7113.98	3.78443	3.78443
32	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26922.36	7113.98	3.78443	3.78443
														Media del factor de seguridad FS		μ_{FS}	2.514
														Desviación estandar del FS		σ_{FS}	1.494
														Índice de confiabilidad		β	1.014
														Asumiendo una FDP de tipo Normal STD		$\Phi_{(\beta)}$	0.845
														Probabilidad de falla		Pf	15.54%

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - LLUVIA CON UN PERIODO DE RETORNO DE 100 AÑOS																	
Nº	C	ϕ	β_t	H	β_d	C	ϕ	β_t	H	β_d	A	Z/H	W	Arriba	Abajo	FS	FS
1	+	+	+	+	+	146.21	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	0.00	-4408.94	20448.64	-3937.84	-5.19285	
2	+	+	+	+	-	146.21	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	33650.82	20916.86	1.60879	1.60879
3	+	+	+	-	+	146.21	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	15551.44	-2396.84	-6.48830	
4	+	+	-	+	+	146.21	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	10842.40	-29604.47	-0.36624	
5	+	-	+	+	+	146.21	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	20575.25	-4249.20	-4.84215	
6	-	+	+	+	+	103.79	36.62	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	13951.96	-4249.20	-3.28344	
7	-	+	-	-	-	103.79	36.62	58.26	100.88	56.69	120.71	0.06	4801.74	14422.65	4012.78	3.59418	3.59418
8	-	-	+	-	-	103.79	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	17388.85	11798.56	1.47381	1.47381
9	-	-	-	+	-	103.79	32.38	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	19589.46	7113.98	2.75366	2.75366
10	-	-	-	-	+	103.79	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	6334.19	-16698.98	-0.37932	
11	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18225.54	11798.56	1.54473	1.54473
16	+	+	+	-	-	146.21	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	23346.77	11798.56	1.97878	1.97878
17	-	-	+	+	+	103.79	32.38	62.39	134.31	63.27	150.38	-0.04	-4757.53	14195.09	-4249.20	-3.34066	
18	-	-	-	+	+	103.79	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	6098.95	-29604.47	-0.20601	
19	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10198.58	-16698.98	-0.61073	
20	+	-	-	+	+	146.21	32.38	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	12479.10	-29604.47	-0.42153	
21	-	+	-	-	+	103.79	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	5406.79	-16698.98	-0.32378	
22	-	-	+	+	-	103.79	32.38	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	25341.28	20916.86	1.21152	1.21152
23	-	+	+	-	-	103.79	36.62	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	18225.54	11798.56	1.54473	1.54473
24	+	+	-	-	+	146.21	36.62	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	10198.58	-16698.98	-0.61073	
25	-	+	+	-	+	103.79	36.62	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10759.65	-2396.84	-4.48910	
26	+	-	-	-	+	146.21	32.38	58.26	100.88	63.27	112.94	-0.23	-18696.71	11125.98	-16698.98	-0.66627	
27	-	+	+	+	-	103.79	36.62	62.39	134.31	56.69	160.72	0.20	25029.33	26832.01	20916.86	1.28279	1.28279
28	-	+	-	+	+	103.79	36.62	58.26	134.31	63.27	150.38	-0.23	-33146.11	4462.25	-29604.47	-0.15073	
29	+	-	+	-	-	146.21	32.38	62.39	100.88	56.69	120.71	0.20	14118.29	22510.08	11798.56	1.90787	1.90787
30	-	-	+	-	+	103.79	32.38	62.39	100.88	63.27	112.94	-0.04	-2683.58	10900.98	-2396.84	-4.54806	
31	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26908.95	7113.98	3.78254	3.78254
32	+	+	-	+	-	146.21	36.62	58.26	134.31	56.69	160.72	0.06	8512.67	26908.95	7113.98	3.78254	3.78254
														Media del factor de seguridad FS		μ_{FS}	2.512
														Desviación estandar del FS		σ_{FS}	1.493
														Índice de confiabilidad		β	1.013
														Asumiendo una FDP de tipo Normal STD		$\Phi_{(\beta)}$	0.845
														Probabilidad de falla		Pf	15.55%

Parámetro	Condición	Valor Asignado		
Buzamiento del Talud (β)	Variable	Media	60.32	°
		Límite Superior	62.39	°
		Límite Inferior	58.26	°
		Desviación Estándar	2.06	
Buzamiento de la Estratificación (β _e)	Variable	Media	59.98	°
		Límite Superior	63.27	°
		Límite Inferior	56.69	°
		Desviación Estándar	3.29	
Orientación de la Estratificación (α _e)	Variable	Media	293.50	°
		Límite Superior	298.49	°
		Límite Inferior	288.51	°
		Desviación Estándar	4.99	
Buzamiento de la Familia 1 (β ₁)	Variable	Media	61.57	°
		Límite Superior	68.37	°
		Límite Inferior	74.76	°
		Desviación Estándar	6.80	
Orientación de la Familia 1 (α ₁)	Variable	Media	30.51	°
		Límite Superior	37.38	°
		Límite Inferior	23.65	°
		Desviación Estándar	6.87	
Buzamiento de la Intersección (β _i)	Variable	Media	51.10	°
		Límite Superior	59.52	°
		Límite Inferior	42.68	°
		Desviación Estándar	8.42	
Orientación de la Intersección (α _i)	Variable	Media	316.67	°
		Límite Superior	333.22	°
		Límite Inferior	304.11	°
		Desviación Estándar	14.56	
Altura del Talud (H)	Variable	Media	117.59	m
		Límite Superior	134.31	m
		Límite Inferior	100.88	m
		Desviación Estándar	16.72	
Peso Unitario		26		kN/m ³
Fricción Estratificación		33		°
Fricción Familia 1		33		°
Cohesión Estratificación		0		°
Cohesión Familia 1		0		°
acón		310		g
Aceleración		0		g
Inclinación de la Cara Superior del Talud		0		°

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS+ SISMO CON UN PERIODO DE RETORNO DE 5 AÑOS																											
N°	β	βe	αe	β1	α1	β	α	H	β	βe	αe	β1	α1	β	α	H	N ₂			N ₁			N _i			N _u	
																	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y
1	+	+	+	+	+	+	+	+	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
2	+	+	+	+	+	+	+	-	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
3	+	+	+	+	+	+	+	+	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
4	+	+	+	+	+	+	+	-	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
5	+	+	+	+	+	+	-	+	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
6	+	+	+	+	+	+	-	-	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
7	+	+	+	+	+	+	-	+	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
8	+	+	+	+	+	+	-	-	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
9	+	+	+	+	+	-	+	+	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
10	+	+	+	+	+	-	+	-	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
11	+	+	+	+	+	-	+	+	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
12	+	+	+	+	+	-	+	-	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
13	+	+	+	+	+	-	-	+	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
14	+	+	+	+	+	-	-	-	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
15	+	+	+	+	+	-	-	+	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
16	+	+	+	+	+	-	-	-	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
129	-	+	+	+	+	+	+	+	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
130	-	+	+	+	+	+	+	-	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
131	-	+	+	+	+	+	+	+	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
132	-	+	+	+	+	+	+	-	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
133	-	+	+	+	+	+	-	+	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
134	-	+	+	+	+	+	-	-	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
135	-	+	+	+	+	+	-	+	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
136	-	+	+	+	+	+	-	-	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
137	-	+	+	+	+	-	+	+	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
138	-	+	+	+	+	-	+	-	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
139	-	+	+	+	+	-	+	+	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
140	-	+	+	+	+	-	+	-	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
141	-	+	+	+	+	-	-	+	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
142	-	+	+	+	+	-	-	-	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
143	-	+	+	+	+	-	-	+	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
144	-	+	+	+	+	-	-	-	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
145	-	+	+	+	-	+	+	+	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000

Parámetro	Condición	Valor Asignado		
Buzamiento del Talud (g)	Variable	Media	60.32	*
		Límite Superior	62.39	*
		Límite Inferior	58.26	*
		Desviación Estándar	2.06	

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS+ SISMO CON UN PERIODO DE RETORNO DE 9 AÑOS																											
N°	β	β _e	α _e	β ₁	α ₁	β	α	H	β	β _e	α _e	β ₁	α ₁	β	α	H	N ₂			N ₁			N _i			N _w	
																	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y
1	+	+	+	+	+	+	+	+	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7860	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0294	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000
146	-	+	+	+	-	+	+	-	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
147	-	+	+	+	-	+	+	+	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
148	-	+	+	+	-	+	+	-	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
149	-	+	+	+	-	+	-	+	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
150	-	+	+	+	-	+	-	-	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
151	-	+	+	+	-	+	-	+	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
152	-	+	+	+	-	+	-	-	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
153	-	+	+	+	-	-	+	+	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
154	-	+	+	+	-	-	+	-	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
155	-	+	+	+	-	-	+	+	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
156	-	+	+	+	-	-	+	-	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
157	-	+	+	+	-	-	-	+	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
158	-	+	+	+	-	-	-	-	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
159	-	+	+	+	-	-	-	+	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
160	-	+	+	+	-	-	-	-	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0294	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
161	-	+	+	-	+	+	+	+	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
162	-	+	+	-	+	+	+	-	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
163	-	+	+	-	+	+	+	+	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
164	-	+	+	-	+	+	+	-	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
165	-	+	+	-	+	+	-	+	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
166	-	+	+	-	+	+	-	-	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
167	-	+	+	-	+	+	-	+	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
168	-	+	+	-	+	+	-	-	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
169	-	+	+	-	+	-	+	+	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
170	-	+	+	-	+	-	+	-	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
171	-	+	+	-	+	-	+	+	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
172	-	+	+	-	+	-	+	-	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
173	-	+	+	-	+	-	-	+	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
174	-	+	+	-	+	-	-	-	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
175	-	+	+	-	+	-	-	+	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
176	-	+	+	-	+	-	-	-	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
177	-	+	+	-	-	+	+	+	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000
178	-	+	+	-	-	+	+	-	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000

S ₁ = N ₂ x N ₁			S ₁ = N ₂ x N ₁			S ₁ = N ₂ x N ₂			S ₂ = S ₁ · S ₁			S ₂ = S ₁ · S ₁			S ₂			L ₁			L ₂			L ₃			Área			S ₄			S ₅			S ₆			S ₇			S ₈			S ₉			S ₁₀			S ₁₁			S ₁₂			S ₁₃			S ₁₄			S ₁₅			S ₁₆			S ₁₇			S ₁₈			S ₁₉			S ₂₀			S ₂₁			S ₂₂			S ₂₃			S ₂₄			S ₂₅			S ₂₆			S ₂₇			S ₂₈			S ₂₉			S ₃₀			S ₃₁			S ₃₂			S ₃₃			S ₃₄			S ₃₅			S ₃₆			S ₃₇			S ₃₈			S ₃₉			S ₄₀			S ₄₁			S ₄₂			S ₄₃			S ₄₄			S ₄₅			S ₄₆			S ₄₇			S ₄₈			S ₄₉			S ₅₀			S ₅₁			S ₅₂			S ₅₃			S ₅₄			S ₅₅			S ₅₆			S ₅₇			S ₅₈			S ₅₉			S ₆₀			S ₆₁			S ₆₂			S ₆₃			S ₆₄			S ₆₅			S ₆₆			S ₆₇			S ₆₈			S ₆₉			S ₇₀			S ₇₁			S ₇₂			S ₇₃			S ₇₄			S ₇₅			S ₇₆			S ₇₇			S ₇₈			S ₇₉			S ₈₀			S ₈₁			S ₈₂			S ₈₃			S ₈₄			S ₈₅			S ₈₆			S ₈₇			S ₈₈			S ₈₉			S ₉₀			S ₉₁			S ₉₂			S ₉₃			S ₉₄			S ₉₅			S ₉₆			S ₉₇			S ₉₈			S ₉₉			S ₁₀₀			S ₁₀₁			S ₁₀₂			S ₁₀₃			S ₁₀₄			S ₁₀₅			S ₁₀₆			S ₁₀₇			S ₁₀₈			S ₁₀₉			S ₁₁₀			S ₁₁₁			S ₁₁₂			S ₁₁₃			S ₁₁₄			S ₁₁₅			S ₁₁₆			S ₁₁₇			S ₁₁₈			S ₁₁₉			S ₁₂₀			S ₁₂₁			S ₁₂₂			S ₁₂₃			S ₁₂₄			S ₁₂₅			S ₁₂₆			S ₁₂₇			S ₁₂₈			S ₁₂₉			S ₁₃₀			S ₁₃₁			S ₁₃₂			S ₁₃₃			S ₁₃₄			S ₁₃₅			S ₁₃₆			S ₁₃₇			S ₁₃₈			S ₁₃₉			S ₁₄₀			S ₁₄₁			S ₁₄₂			S ₁₄₃			S ₁₄₄			S ₁₄₅			S ₁₄₆			S ₁₄₇			S ₁₄₈			S ₁₄₉			S ₁₅₀			S ₁₅₁			S ₁₅₂			S ₁₅₃			S ₁₅₄			S ₁₅₅			S ₁₅₆			S ₁₅₇			S ₁₅₈			S ₁₅₉			S ₁₆₀			S ₁₆₁			S ₁₆₂			S ₁₆₃			S ₁₆₄			S ₁₆₅			S ₁₆₆			S ₁₆₇			S ₁₆₈			S ₁₆₉			S ₁₇₀			S ₁₇₁			S ₁₇₂			S ₁₇₃			S ₁₇₄			S ₁₇₅			S ₁₇₆			S ₁₇₇			S ₁₇₈			S ₁₇₉			S ₁₈₀			S ₁₈₁			S ₁₈₂			S ₁₈₃			S ₁₈₄			S ₁₈₅			S ₁₈₆			S ₁₈₇			S ₁₈₈			S ₁₈₉			S ₁₉₀			S ₁₉₁			S ₁₉₂			S ₁₉₃			S ₁₉₄			S ₁₉₅			S ₁₉₆			S ₁₉₇			S ₁₉₈			S ₁₉₉			S ₂₀₀			S ₂₀₁			S ₂₀₂			S ₂₀₃			S ₂₀₄			S ₂₀₅			S ₂₀₆			S ₂₀₇			S ₂₀₈			S ₂₀₉			S ₂₁₀			S ₂₁₁			S ₂₁₂			S ₂₁₃			S ₂₁₄			S ₂₁₅			S ₂₁₆			S ₂₁₇			S ₂₁₈			S ₂₁₉			S ₂₂₀			S ₂₂₁			S ₂₂₂			S ₂₂₃			S ₂₂₄			S ₂₂₅			S ₂₂₆			S ₂₂₇			S ₂₂₈			S ₂₂₉			S ₂₃₀			S ₂₃₁			S ₂₃₂			S ₂₃₃			S ₂₃₄			S ₂₃₅			S ₂₃₆			S ₂₃₇			S ₂₃₈			S ₂₃₉			S ₂₄₀			S ₂₄₁			S ₂₄₂			S ₂₄₃			S ₂₄₄			S ₂₄₅			S ₂₄₆			S ₂₄₇			S ₂₄₈			S ₂₄₉			S ₂₅₀			S ₂₅₁			S ₂₅₂			S ₂₅₃			S ₂₅₄			S ₂₅₅			S ₂₅₆			S ₂₅₇			S ₂₅₈			S ₂₅₉			S ₂₆₀			S ₂₆₁			S ₂₆₂			S ₂₆₃			S ₂₆₄			S ₂₆₅			S ₂₆₆			S ₂₆₇			S ₂₆₈			S ₂₆₉			S ₂₇₀			S ₂₇₁			S ₂₇₂			S ₂₇₃			S ₂₇₄			S ₂₇₅			S ₂₇₆			S ₂₇₇			S ₂₇₈			S ₂₇₉			S ₂₈₀			S ₂₈₁			S ₂₈₂			S ₂₈₃			S ₂₈₄			S ₂₈₅			S ₂₈₆			S ₂₈₇			S ₂₈₈			S ₂₈₉			S ₂₉₀			S ₂₉₁			S ₂₉₂			S ₂₉₃			S ₂₉₄			S ₂₉₅			S ₂₉₆			S ₂₉₇			S ₂₉₈			S ₂₉₉			S ₃₀₀			S ₃₀₁			S ₃₀₂			S ₃₀₃			S ₃₀₄			S ₃₀₅			S ₃₀₆			S ₃₀₇			S ₃₀₈			S ₃₀₉			S ₃₁₀			S ₃₁₁			S ₃₁₂			S ₃₁₃			S ₃₁₄			S ₃₁₅			S ₃₁₆			S ₃₁₇			S ₃₁₈			S ₃₁₉			S ₃₂₀			S ₃₂₁			S ₃₂₂			S ₃₂₃			S ₃₂₄			S ₃₂₅			S ₃₂₆			S ₃₂₇			S ₃₂₈			S ₃₂₉			S ₃₃₀			S ₃₃₁			S ₃₃₂			S ₃₃₃			S ₃₃₄			S ₃₃₅			S ₃₃₆			S ₃₃₇			S ₃₃₈			S ₃₃₉			S ₃₄₀			S ₃₄₁			S ₃₄₂			S ₃₄₃			S ₃₄₄			S ₃₄₅			S ₃₄₆			S ₃₄₇			S ₃₄₈			S ₃₄₉			S ₃₅₀			S ₃₅₁			S ₃₅₂			S ₃₅₃			S ₃₅₄			S ₃₅₅			S ₃₅₆			S ₃₅₇			S ₃₅₈			S ₃₅₉			S ₃₆₀			S ₃₆₁			S ₃₆₂			S ₃₆₃			S ₃₆₄			S ₃₆₅			S ₃₆₆			S ₃₆₇			S ₃₆₈			S ₃₆₉			S ₃₇₀			S ₃₇₁			S ₃₇₂			S ₃₇₃			S ₃₇₄			S ₃₇₅			S ₃₇₆			S ₃₇₇			S ₃₇₈			S ₃₇₉			S ₃₈₀			S ₃₈₁			S ₃₈₂			S ₃₈₃			S ₃₈₄			S ₃₈₅			S ₃₈₆			S ₃₈₇			S ₃₈₈			S ₃₈₉			S ₃₉₀			S ₃₉₁			S ₃₉₂			S ₃₉₃			S ₃₉₄			S ₃₉₅			S ₃₉₆			S ₃₉₇			S ₃₉₈			S ₃₉₉			S ₄₀₀			S ₄₀₁			S ₄₀₂			S ₄₀₃			S ₄₀₄			S ₄₀₅			S ₄₀₆			S ₄₀₇			S ₄₀₈			S ₄₀₉			S ₄₁₀			S ₄₁₁			S ₄₁₂			S ₄₁₃			S ₄₁₄			S ₄₁₅			S ₄₁₆			S ₄₁₇			S ₄₁₈			S ₄₁₉			S ₄₂₀			S ₄₂₁			S ₄₂₂			S ₄₂₃			S ₄₂₄			S ₄₂₅			S ₄₂₆			S ₄₂₇			S ₄₂₈			S ₄₂₉			S ₄₃₀			S ₄₃₁			S ₄₃₂			S ₄₃₃			S ₄₃₄			S ₄₃₅			S ₄₃₆			S ₄₃₇			S ₄₃₈			S ₄₃₉			S ₄₄₀			S ₄₄₁			S ₄₄₂			S ₄₄₃			S ₄₄₄			S ₄₄₅			S ₄₄₆			S ₄₄₇			S ₄₄₈			S ₄₄₉			S ₄₅₀			S ₄₅₁			S ₄₅₂			S ₄₅₃			S ₄₅₄			S ₄₅₅			S ₄₅₆			S ₄₅₇			S ₄₅₈			S ₄₅₉			S ₄₆₀			S ₄₆₁			S ₄₆₂			S ₄₆₃			S ₄₆₄			S ₄₆₅			S ₄₆₆			S ₄₆₇			S ₄₆₈			S ₄₆₉			S ₄₇₀			S ₄₇₁			S ₄₇₂			S ₄₇₃			S ₄₇₄			S ₄₇₅			S ₄₇₆			S ₄₇₇			S ₄₇₈			S ₄₇₉			S ₄₈₀			S ₄₈₁			S ₄₈₂			S ₄₈₃			S ₄₈₄			S ₄₈₅			S ₄₈₆			S ₄₈₇			S ₄₈₈			S ₄₈₉			S ₄₉₀			S ₄₉₁			S ₄₉₂			S ₄₉₃			S ₄₉₄			S ₄₉₅			S ₄₉₆			S ₄₉₇			S ₄₉₈			S ₄₉₉			S ₅₀₀			S ₅₀₁			S ₅₀₂			S ₅₀₃			S ₅₀₄			S ₅₀₅			S ₅₀₆			S ₅₀₇			S ₅₀₈			S ₅₀₉			S ₅₁₀			S ₅₁₁			S ₅₁₂			S ₅₁₃			S ₅₁₄			S ₅₁₅			S ₅₁₆			S ₅₁₇			S ₅₁₈			S ₅₁₉			S ₅₂₀			S ₅₂₁			S ₅₂₂			S ₅₂₃			S ₅₂₄			S ₅₂₅			S ₅₂₆			S ₅₂₇			S ₅₂₈			S ₅₂₉			S ₅₃₀			S ₅₃₁			S ₅₃₂			S ₅₃₃			S ₅₃₄			S ₅₃₅			S ₅₃₆			S ₅₃₇			S ₅₃₈			S ₅₃₉			S ₅₄₀			S ₅₄₁			S ₅₄₂			S ₅₄₃			S ₅₄₄			S ₅₄₅			S ₅₄₆			S ₅₄₇			S ₅₄₈			S ₅₄₉			S ₅₅₀			S ₅₅₁			S ₅₅₂			S ₅₅₃			S ₅₅₄			S ₅₅₅			S ₅₅₆			S ₅₅₇			S ₅₅₈			S ₅₅₉			S ₅₆₀			S ₅₆₁			S ₅₆₂			S ₅₆₃			S ₅₆₄			S ₅₆₅			S ₅₆₆			S ₅₆₇			S ₅₆₈			S ₅₆₉			S ₅₇₀			S ₅₇₁			S ₅₇₂			S ₅₇₃			S ₅₇₄			S ₅₇₅			S ₅₇₆			S ₅₇₇			S ₅₇₈			S ₅₇₉			S ₅₈₀			S ₅₈₁			S ₅₈₂			S ₅₈₃			S ₅₈₄			S ₅₈₅			S ₅₈₆			S ₅₈₇			S ₅₈₈			S ₅₈₉			S ₅₉₀			S ₅₉₁			S ₅₉₂			S ₅₉₃			S ₅₉₄			S ₅₉₅			S ₅₉₆			S ₅₉₇			S ₅₉₈			S ₅₉₉			S ₆₀₀			S ₆₀₁			S ₆₀₂			S ₆₀₃			S ₆₀₄			S ₆₀₅			S ₆₀₆			S ₆₀₇			S ₆₀₈			S ₆₀₉			S ₆₁₀			S ₆₁₁			S ₆₁₂			S ₆₁₃			S ₆₁₄			S ₆₁₅			S ₆₁₆			S ₆₁₇			S ₆₁₈			S ₆₁₉			S ₆₂₀			S ₆₂₁			S ₆₂₂			S ₆₂₃			S ₆₂₄			S ₆₂₅			S ₆₂₆			S ₆₂₇			S ₆₂₈			S ₆₂₉			S ₆₃₀			S ₆₃₁			S ₆₃₂			S ₆₃₃			S ₆₃₄			S ₆₃₅			S ₆₃₆			S ₆₃₇			S ₆₃₈			S ₆₃₉			S ₆₄₀			S ₆₄₁			S ₆₄₂			S ₆₄₃			S ₆₄₄			S ₆₄₅			S ₆₄₆			S ₆₄₇			S ₆₄₈			S ₆₄₉			S ₆₅₀			S ₆₅₁			S ₆₅₂			S ₆₅₃			S ₆₅₄			S ₆₅₅			S ₆₅₆			S ₆₅₇			S ₆₅₈			S ₆₅₉			S ₆₆₀			S ₆₆₁			S ₆₆₂			S ₆₆₃			S ₆₆₄			S ₆₆₅			S ₆₆₆			S ₆₆₇			S ₆₆₈			S ₆₆₉			S ₆₇₀			S ₆₇₁			S ₆₇₂			S ₆₇₃			S ₆₇₄			S ₆₇₅			S ₆₇₆			S ₆₇₇			S ₆₇₈			S ₆₇₉			S ₆₈₀			S ₆₈₁			S ₆₈₂			S ₆₈₃			S ₆₈₄			S ₆₈₅			S ₆₈₆			S ₆₈₇			S ₆₈₈			S ₆₈₉			S ₆₉₀			S ₆₉₁			S ₆₉₂			S ₆₉₃			S ₆₉₄			S ₆₉₅			S ₆₉₆			S ₆₉₇			S ₆₉₈			S ₆₉₉			S ₇₀₀			S ₇₀₁			S ₇₀₂			S ₇₀₃			S ₇₀₄			S ₇₀₅			S ₇₀₆			S ₇₀₇			S ₇₀₈			S ₇₀₉			S ₇₁₀			S ₇₁₁			S ₇₁₂			S ₇₁₃			S ₇₁₄			S ₇₁₅			S ₇₁₆			S ₇₁₇			S ₇₁₈			S ₇₁₉			S ₇₂₀			S ₇₂₁			S ₇₂₂			S ₇₂₃			S<		
--------------------------------------------------	--	--	--------------------------------------------------	--	--	--------------------------------------------------	--	--	--------------------------------------------------	--	--	--------------------------------------------------	--	--	----------------	--	--	----------------	--	--	----------------	--	--	----------------	--	--	------	--	--	----------------	--	--	----------------	--	--	----------------	--	--	----------------	--	--	----------------	--	--	----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	-----------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	------------------	--	--	----	--	--

[illegible]

N°	βt	βe	αe	β1	α1	βi	αi	H	N _e			N ₁			N _i			N _{su}			S ₅ = N _e x N ₁			S ₁ = N _e x N _i			
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
2	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
3	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
4	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
5	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
6	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
7	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
8	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
9	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
10	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
11	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
12	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
13	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
14	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
15	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
16	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
129	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
130	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
131	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
132	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
133	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
134	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
135	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
136	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
137	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
138	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS = SISMO CON UN PERIODO DE RETORNO DE 31 AÑOS

N°	β_t	β_e	α_e	β_1	α_1	β_i	α_i	H	N_k			N_1			N_i			N_{k1}			$S_k = N_k \times N_1$			$S_1 = N_k \times N_i$			x
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
139	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
140	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
141	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
142	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
143	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
144	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
145	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
146	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
147	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
148	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
149	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
150	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
151	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
152	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
153	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
154	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
155	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
156	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
157	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
158	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
159	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
160	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
161	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
162	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
163	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

N°	β_t	β_e	α_e	β_1	α_1	β_i	α_i	H	N_e			N_i			N_l			N_{su}			$S_5 = N_e \times N_i$			$S_1 = N_e \times N_l$			
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
164	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
165	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
166	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
167	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
168	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
169	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
170	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
171	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
172	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
173	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
174	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
175	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
176	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
177	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
178	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
179	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
180	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
181	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
182	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
183	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
184	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
185	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
186	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
187	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
188	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

N°	β_t	β_e	α_e	β_l	α_l	β_i	α_i	H	N_E			N_I			N_t			N_{L_u}			$S_5 = N_E \times N_I$			$S_7 = N_E \times N_t$			x
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
189	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
190	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
191	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
192	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

$S_y = N_{sup} \times N_b$		$\theta_{12} = S_1 \cdot S_2$	$\theta_{13} = S_1 \cdot S_3$	θ_{15}	L_1	L_2	L_5	Área	θ_{46}	θ_{56}	θ_{54}	L_4	L_6	S_6			$N_6 - S_6$	Volumen	Peso de la Cuña	Componente Normal del Peso + Sismo	Componente Tangencial del Peso + Sismo	δ_5	δ_6	N_A	N_B	FS	FS
y	z	Ángulo	Ángulo	Ángulo	m	m	m	m²	°	°	°	m	m	x	y	z	Ángulo	m³	kN								
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.77998	3.77998
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.77998	3.77998
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.77998	3.77998
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.77998	3.77998
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.77998	3.77998
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	4.84	-86.21	0.00	0.00	3.60368	3.60368
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	4.84	-86.21	0.00	0.00	3.60368	3.60368
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	4.84	-86.21	0.00	0.00	3.60368	3.60368
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	4.84	-86.21	0.00	0.00	3.60368	3.60368
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	4.84	-86.21	0.00	0.00	3.60368	3.60368
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	25.17	54.45	0.00	0.00	5.01897	5.01897
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	25.17	54.45	0.00	0.00	5.01897	5.01897
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	25.17	54.45	0.00	0.00	5.01897	5.01897
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	25.17	54.45	0.00	0.00	5.01897	5.01897
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	3.81	-85.19	0.00	0.00	4.79437	4.79437
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	3.81	-85.19	0.00	0.00	4.79437	4.79437
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	3.81	-85.19	0.00	0.00	4.79437	4.79437
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	3.81	-85.19	0.00	0.00	4.79437	4.79437
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.12	0.21	30.85	60.66	0.11	0.06	0.87966	0.87966
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.12	0.21	30.85	60.66	0.11	0.06	0.87966	0.87966
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.12	0.21	30.85	60.66	0.11	0.06	0.87966	0.87966
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.12	0.21	4.84	-86.21	0.12	-0.01	0.70336	0.70336
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.12	0.21	4.84	-86.21	0.12	-0.01	0.70336	0.70336
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.12	0.21	4.84	-86.21	0.12	-0.01	0.70336	0.70336
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.18	0.16	25.17	54.45	0.15	0.08	1.33213	1.33213
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.18	0.16	25.17	54.45	0.15	0.08	1.33213	1.33213

S ₃ = N _{top} x N _E		θ ₁₂ = S ₁ · S ₂		θ ₁₃ = S ₁ · S ₃		θ ₃₅		L ₁		L ₃		L ₅		Área		θ ₄₆		θ ₃₆		θ ₃₄		L ₄		L ₆		S ₆			N _E · S ₆		Volumen		Peso de la Cuña		Componente Normal del Peso + Sismo		Componente Tangencial del Peso + Sismo		δ ₅		δ ₆		N _A		N _B		FS		FS																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																							
y	z	Ángulo	Ángulo	Ángulo	m	m	m	m ²	°	°	°	m	m	x	y	z	Ángulo	m ³	kN																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					

$S_3 = N_{sup} \times N_b$		$\theta_{12} = S_1 \cdot S_2$	$\theta_{13} = S_1 \cdot S_3$	θ_{35}	L_1	L_2	L_5	Área	θ_{46}	θ_{36}	θ_{34}	L_4	L_6	S_6			$N_6 \cdot S_6$	Volumen	Peso de la Cuña	Componente Normal del Peso + Sismo	Componente Tangencial del Peso + Sismo	δ_5	δ_6	N_A	N_b	FS	FS
y	z	Ángulo	Ángulo	Ángulo	m	m	m	m²	°	°	°	m	m	x	y	z	Ángulo	m³	kN								
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.77998	3.77998
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.24	0.40	30.85	60.66	0.21	0.12	0.78129	0.78129
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.24	0.40	4.84	-86.21	0.24	-0.02	0.60499	0.60499
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.24	0.40	4.84	-86.21	0.24	-0.02	0.60499	0.60499
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.24	0.40	4.84	-86.21	0.24	-0.02	0.60499	0.60499
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.24	0.40	4.84	-86.21	0.24	-0.02	0.60499	0.60499
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.24	0.40	4.84	-86.21	0.24	-0.02	0.60499	0.60499
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.24	0.40	4.84	-86.21	0.24	-0.02	0.60499	0.60499
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.34	0.32	25.17	54.45	0.28	0.15	1.20709	1.20709
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.34	0.32	25.17	54.45	0.28	0.15	1.20709	1.20709
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.34	0.32	25.17	54.45	0.28	0.15	1.20709	1.20709
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.34	0.32	25.17	54.45	0.28	0.15	1.20709	1.20709
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.34	0.32	3.81	-85.19	0.34	-0.02	0.98249	0.98249
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.34	0.32	3.81	-85.19	0.34	-0.02	0.98249	0.98249
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.34	0.32	3.81	-85.19	0.34	-0.02	0.98249	0.98249
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.34	0.32	3.81	-85.19	0.34	-0.02	0.98249	0.98249
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.19	0.32	30.85	46.20	0.14	0.10	0.76540	0.76540
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.19	0.32	30.85	46.20	0.14	0.10	0.76540	0.76540
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.19	0.32	30.85	46.20	0.14	0.10	0.76540	0.76540
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.19	0.32	4.84	77.91	0.19	0.02	0.69049	0.69049
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.19	0.32	4.84	77.91	0.19	0.02	0.69049	0.69049
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.19	0.32	4.84	77.91	0.19	0.02	0.69049	0.69049
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.19	0.32	4.84	77.91	0.19	0.02	0.69049	0.69049
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.27	0.25	25.17	39.36	0.19	0.13	1.18380	1.18380
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.27	0.25	25.17	39.36	0.19	0.13	1.18380	1.18380
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.27	0.25	25.17	39.36	0.19	0.13	1.18380	1.18380
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.27	0.25	25.17	39.36	0.19	0.13	1.18380	1.18380

S ₂ = N _{12g} x N ₆		θ ₁₅ = S ₁ · S ₂	θ ₁₃ = S ₁ · S ₃	θ ₃₅	L ₁	L ₃	L ₅	Área	θ ₄₆	θ ₃₆	θ ₃₄	L ₄	L ₆	S ₆			N ₆ · S ₆	Volumen	Peso de la Cuña	Componente Normal del Peso + Sismo	Componente Tangencial del Peso + Sismo	δ _s	δ _e	N _A	N _B	FS	FS
y	z	Ángulo	Ángulo	Ángulo	m	m	m	m ²	°	°	°	m	m	x	y	z	Ángulo	m ³	kN								
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.86	0.00	0.00	3.77998	3.77998
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.27	0.25	3.81	74.76	0.27	0.02	1.09835	1.09835
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.27	0.25	3.81	74.76	0.27	0.02	1.09835	1.09835
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.27	0.25	3.81	74.76	0.27	0.02	1.09835	1.09835
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.27	0.25	3.81	74.76	0.27	0.02	1.09835	1.09835
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.27	0.25	3.81	74.76	0.27	0.02	1.09835	1.09835

Media del factor de seguridad FS

Desviación estandar del FS

Índice de confiabilidad

Asumiendo una FDP de tipo Normal STD

Probabilidad de falla

β₁₂

α₁₂

β

Φ₁₀₁

PI

1.648

1.379

0.470

0.681

31.92%

N°	βt	βe	oe	β1	o1	βi	oi	H	N ₂			N ₁			N _i			N _{su}			S ₂ = N ₂ x N ₁			S ₁ = N ₂ x N _i			
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
2	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
3	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
4	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
5	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
6	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
7	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
8	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
9	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
10	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
11	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
12	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
13	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
14	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
15	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
16	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
129	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
130	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
131	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
132	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
133	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
134	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
135	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
136	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
137	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
138	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS - SISMO CON UN PERIODO DE RETORNO DE 225 AÑOS

N°	β_t	β_e	α_e	β_1	α_1	β_i	α_i	H	N_k			N_1			N_i			N_{k1}			$S_k = N_k \times N_1$			$S_1 = N_k \times N_i$			x
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
139	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
140	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
141	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
142	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
143	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
144	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
145	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
146	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
147	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
148	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
149	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
150	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
151	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
152	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
153	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
154	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
155	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
156	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
157	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
158	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
159	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
160	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
161	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
162	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
163	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

N°	βt	βe	αe	β1	α1	βi	αi	H	Ne			N1			Ni			Nsu			S5 = Ne x N1			S1 = Ne x Ni				
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z		x
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48	
164	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
165	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
166	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
167	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
168	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
169	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
170	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
171	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
172	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
173	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
174	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
175	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
176	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
177	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
178	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
179	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
180	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
181	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
182	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
183	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
184	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
185	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
186	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
187	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	
188	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45	

N°	β_t	β_e	α_e	β_l	α_l	β_i	α_i	H	N_E			N_I			N_t			N_{L_u}			$S_5 = N_E \times N_I$			$S_7 = N_E \times N_t$			x
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
189	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
190	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
191	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
192	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

$S_y = N_{sup} \times N_b$		$\theta_{12} = S_1 \cdot S_2$	$\theta_{13} = S_1 \cdot S_3$	θ_{15}	L_1	L_2	L_5	Área	θ_{46}	θ_{56}	θ_{54}	L_4	L_6	S_6			$N_6 \cdot S_6$	Volumen	Peso de la Cuña	Componente Normal del Peso + Sismo	Componente Tangencial del Peso + Sismo	δ_5	δ_6	N_a	N_b	FS	FS
y	z	Ángulo	Ángulo	Ángulo	m	m	m	m²	°	°	°	m	m	x	y	z	Ángulo	m³	kN								
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.44941	3.44941
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.44941	3.44941
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.44941	3.44941
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.44941	3.44941
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.44941	3.44941
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	4.84	-86.21	0.00	0.00	3.27312	3.27312
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	4.84	-86.21	0.00	0.00	3.27312	3.27312
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	4.84	-86.21	0.00	0.00	3.27312	3.27312
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	4.84	-86.21	0.00	0.00	3.27312	3.27312
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	25.17	54.45	0.00	0.00	4.59876	4.59876
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	25.17	54.45	0.00	0.00	4.59876	4.59876
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	25.17	54.45	0.00	0.00	4.59876	4.59876
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	25.17	54.45	0.00	0.00	4.59876	4.59876
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	25.17	54.45	0.00	0.00	4.59876	4.59876
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	3.81	-85.19	0.00	0.00	4.37417	4.37417
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	3.81	-85.19	0.00	0.00	4.37417	4.37417
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	3.81	-85.19	0.00	0.00	4.37417	4.37417
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	3.81	-85.19	0.00	0.00	4.37417	4.37417
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.14	0.23	30.85	60.66	0.12	0.07	0.84405	0.84405
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.14	0.23	30.85	60.66	0.12	0.07	0.84405	0.84405
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.14	0.23	30.85	60.66	0.12	0.07	0.84405	0.84405
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.14	0.23	4.84	-86.21	0.14	-0.01	0.66775	0.66775
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.14	0.23	4.84	-86.21	0.14	-0.01	0.66775	0.66775
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.14	0.23	4.84	-86.21	0.14	-0.01	0.66775	0.66775
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.14	0.23	4.84	-86.21	0.14	-0.01	0.66775	0.66775
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.20	0.18	25.17	54.45	0.16	0.09	1.28686	1.28686
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.20	0.18	25.17	54.45	0.16	0.09	1.28686	1.28686

$S_3 = N_{sup} \times N_E$		$\theta_{12} = S_1 \cdot S_2$	$\theta_{13} = S_1 \cdot S_3$	θ_{35}	L_1	L_2	L_5	Área	θ_{46}	θ_{36}	θ_{34}	L_4	L_6	S_6			$N_E \cdot S_E$	Volumen	Peso de la Cuña	Componente Normal del Peso + Sismo	Componente Tangencial del Peso + Sismo	δ_5	δ_6	N_A	N_B	FS	FS
y	z	Ángulo	Ángulo	Ángulo	m	m	m	m²	°	°	°	m	m	x	y	z	Ángulo	m³	kN								
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.44941	3.44941
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.20	0.18	25.17	54.45	0.16	0.09	1.28686	1.28686
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.20	0.18	25.17	54.45	0.16	0.09	1.28686	1.28686
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.20	0.18	3.81	-85.19	0.20	-0.01	1.06226	1.06226
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.20	0.18	3.81	-85.19	0.20	-0.01	1.06226	1.06226
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.20	0.18	3.81	-85.19	0.20	-0.01	1.06226	1.06226
-0.82	0.00	20.61	84.57	74.82	1.00	0.36	1.03	0.18	23.00	89.00	68.00	0.93	0.87	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.23	0.20	0.18	3.81	-85.19	0.20	-0.01	1.06226	1.06226
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.09	0.15	30.85	46.20	0.07	0.05	0.87396	0.87396
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.09	0.15	30.85	46.20	0.07	0.05	0.87396	0.87396
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.09	0.15	30.85	46.20	0.07	0.05	0.87396	0.87396
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.09	0.15	30.85	46.20	0.07	0.05	0.87396	0.87396
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.09	0.15	4.84	77.91	0.09	0.01	0.79905	0.79905
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.09	0.15	4.84	77.91	0.09	0.01	0.79905	0.79905
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.09	0.15	4.84	77.91	0.09	0.01	0.79905	0.79905
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.09	0.15	4.84	77.91	0.09	0.01	0.79905	0.79905
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.13	0.12	25.17	39.36	0.09	0.06	1.32180	1.32180
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.13	0.12	25.17	39.36	0.09	0.06	1.32180	1.32180
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.13	0.12	3.81	74.76	0.13	0.01	1.23635	1.23635
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.13	0.12	3.81	74.76	0.13	0.01	1.23635	1.23635
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.13	0.12	3.81	74.76	0.13	0.01	1.23635	1.23635
-0.82	0.00	16.78	84.57	78.65	1.00	0.29	1.02	0.15	23.00	89.00	68.00	0.75	0.70	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.15	0.13	0.12	3.81	74.76	0.13	0.01	1.23635	1.23635
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.26	0.45	30.85	60.66	0.23	0.13	0.75568	0.75568
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.26	0.45	30.85	60.66	0.23	0.13	0.75568	0.75568
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.26	0.45	30.85	60.66	0.23	0.13	0.75568	0.75568

$S_3 = N_{sup} \times N_E$		$\theta_{12} = S_1 \cdot S_2$	$\theta_{13} = S_1 \cdot S_3$	θ_{35}	L_1	L_2	L_5	Área	θ_{46}	θ_{36}	θ_{34}	L_4	L_6	S_6			$N_E \cdot S_E$	Volumen	Peso de la Cuña	Componente Normal del Peso + Sismo	Componente Tangencial del Peso + Sismo	δ_5	δ_6	N_A	N_B	FS	FS
y	z	Ángulo	Ángulo	Ángulo	m	m	m	m²	°	°	°	m	m	x	y	z	Ángulo	m³	kN								
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.44941	3.44941
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.26	0.45	30.85	60.66	0.23	0.13	0.75568	0.75568
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.26	0.45	4.84	-86.21	0.27	-0.02	0.57938	0.57938
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.26	0.45	4.84	-86.21	0.27	-0.02	0.57938	0.57938
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.26	0.45	4.84	-86.21	0.27	-0.02	0.57938	0.57938
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.26	0.45	4.84	-86.21	0.27	-0.02	0.57938	0.57938
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.26	0.45	4.84	-86.21	0.27	-0.02	0.57938	0.57938
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.38	0.35	25.17	54.45	0.31	0.16	1.17453	1.17453
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.38	0.35	25.17	54.45	0.31	0.16	1.17453	1.17453
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.38	0.35	25.17	54.45	0.31	0.16	1.17453	1.17453
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.38	0.35	25.17	54.45	0.31	0.16	1.17453	1.17453
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.38	0.35	3.81	-85.19	0.38	-0.03	0.94994	0.94994
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.38	0.35	3.81	-85.19	0.38	-0.03	0.94994	0.94994
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.38	0.35	3.81	-85.19	0.38	-0.03	0.94994	0.94994
-0.82	0.00	27.94	84.57	67.49	1.00	0.51	1.08	0.25	23.00	89.00	68.00	1.30	1.20	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.02	0.44	0.38	0.35	3.81	-85.19	0.38	-0.03	0.94994	0.94994
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.21	0.36	30.85	46.20	0.16	0.11	0.73681	0.73681
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.21	0.36	30.85	46.20	0.16	0.11	0.73681	0.73681
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.21	0.36	30.85	46.20	0.16	0.11	0.73681	0.73681
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.21	0.36	4.84	77.91	0.21	0.02	0.66190	0.66190
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.21	0.36	4.84	77.91	0.21	0.02	0.66190	0.66190
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.21	0.36	4.84	77.91	0.21	0.02	0.66190	0.66190
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.21	0.36	4.84	77.91	0.21	0.02	0.66190	0.66190
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.31	0.28	25.17	39.36	0.21	0.14	1.14745	1.14745
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.31	0.28	25.17	39.36	0.21	0.14	1.14745	1.14745
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.31	0.28	25.17	39.36	0.21	0.14	1.14745	1.14745
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.31	0.28	25.17	39.36	0.21	0.14	1.14745	1.14745

S ₂ = N _{12g} x N ₆		θ ₁₅ = S ₁ · S ₂	θ ₁₃ = S ₁ · S ₃	θ ₃₅	L ₁	L ₃	L ₅	Área	θ ₄₆	θ ₃₆	θ ₃₄	L ₄	L ₆	S ₆			N ₆ · S ₆	Volumen	Peso de la Cuña	Componente Normal del Peso + Sismo	Componente Tangencial del Peso + Sismo	δ _s	δ _t	N _A	N _B	FS	FS
y	z	Ángulo	Ángulo	Ángulo	m	m	m	m ²	°	°	°	m	m	x	y	z	Ángulo	m ³	kN								
-0.88	0.00	2.08	97.56	80.36	1.00	0.04	1.01	0.02	23.00	89.00	68.00	0.09	0.09	-0.06	-0.07	0.00	79.74	0.00	0.00	0.00	0.00	30.85	60.66	0.00	0.00	3.44941	3.44941
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.31	0.28	3.81	74.76	0.30	0.02	1.06200	1.06200
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.31	0.28	3.81	74.76	0.30	0.02	1.06200	1.06200
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.31	0.28	3.81	74.76	0.30	0.02	1.06200	1.06200
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.31	0.28	3.81	74.76	0.30	0.02	1.06200	1.06200
-0.82	0.00	25.30	84.57	70.13	1.00	0.45	1.06	0.23	23.00	89.00	68.00	1.16	1.08	-0.06	-0.07	0.00	80.40	0.01	0.35	0.31	0.28	3.81	74.76	0.30	0.02	1.06200	1.06200
																							Media del factor de seguridad FS		μ _{FS}	1.543	
																							Desviación estándar del FS		σ _{FS}	1.243	
																							Índice de confiabilidad		β	0.437	
																							Asumiendo una FDP de tipo Normal STD		Φ ₉₀	0.669	
																							Probabilidad de falla		P _f	33.12%	

N°	βt	βe	oe	β1	α1	βi	αi	H	N ₂			N ₁			N _i			N _{su}			S ₂ = N ₂ x N ₁			S ₁ = N ₂ x N _i			
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.00	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
2	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
3	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
4	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
5	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
6	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
7	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
8	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
9	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
10	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
11	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
12	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
13	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
14	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
15	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
16	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
129	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
130	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
131	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
132	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
133	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
134	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
135	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
136	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
137	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
138	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

COMBINACIONES POSIBLES VARIABLES ALEATORIAS = SISMO CON UN PERIODO DE RETORNO DE 475 AÑOS

N°	β_t	β_e	α_e	β_1	α_1	β_i	α_i	H	N_k			N_1			N_i			N_{k1}			$S_k = N_k \times N_1$			$S_1 = N_k \times N_i$			x
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.00	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
139	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
140	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
141	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
142	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
143	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
144	58.26	56.69	298.49	88.37	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.43	0.36	-0.83	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
145	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
146	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
147	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
148	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
149	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
150	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
151	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
152	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
153	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
154	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
155	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
156	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
157	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
158	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
159	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
160	58.26	56.69	298.49	88.37	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.4010	0.9157	0.0284	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.50	0.24	-0.84	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
161	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
162	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
163	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

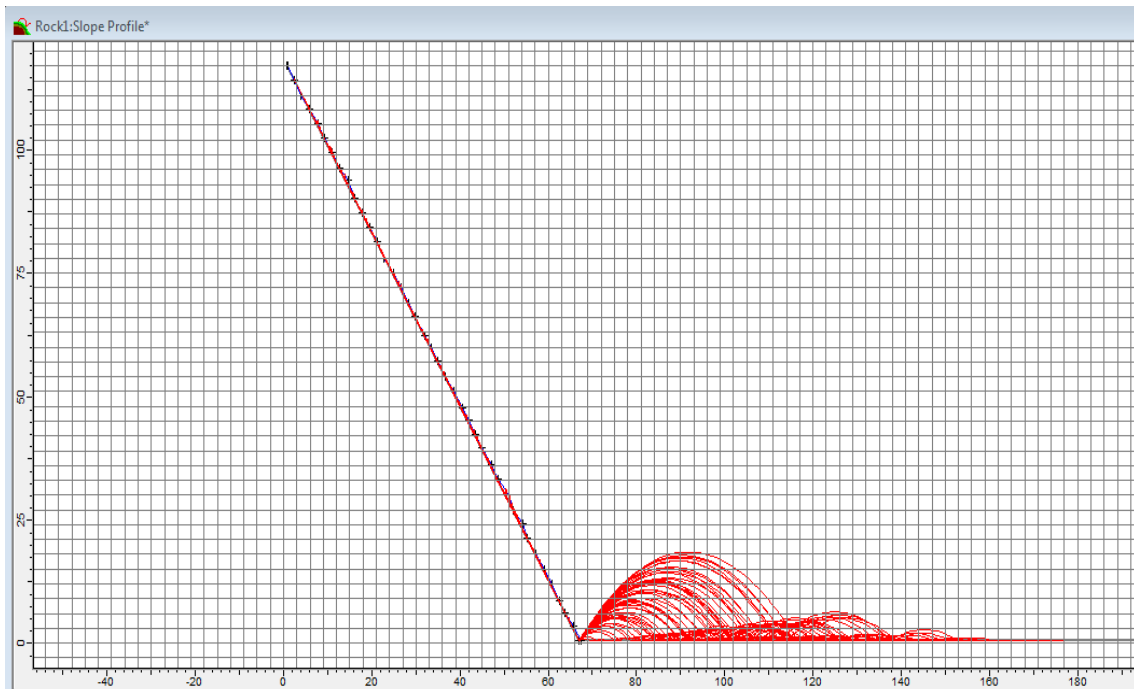
N°	βt	βe	αe	β1	α1	βi	αi	H	Ne			N1			Ni			Nsu			S5 = Ne x N1			S1 = Ne x Ni			
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.00	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
164	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
165	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
166	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
167	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
168	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
169	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
170	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
171	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
172	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
173	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
174	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
175	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
176	58.26	56.69	298.49	74.76	37.38	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.5857	0.7667	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.32	0.52	-0.80	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
177	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
178	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
179	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
180	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
181	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
182	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
183	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
184	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	59.52	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
185	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
186	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
187	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
188	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	333.22	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

N°	β_t	β_e	α_e	β_l	α_l	β_i	α_i	H	N_E			N_I			N_t			N_{L_u}			$S_5 = N_E \times N_I$			$S_7 = N_E \times N_t$			x
									x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	
1	62.39	63.27	298.49	88.37	37.38	59.52	333.22	100.00	-0.7850	0.4261	0.4498	0.6068	0.7943	0.0284	-0.6788	0.5696	0.4635	0.0000	0.0000	1.0000	-0.35	0.30	-0.89	-0.33	0.33	-0.89	-0.48
189	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
190	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
191	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	134.31	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45
192	58.26	56.69	298.49	74.76	23.65	42.68	304.11	100.88	-0.7345	0.3987	0.5492	0.3870	0.8838	0.2628	-0.6515	0.5466	0.5261	0.0000	0.0000	1.0000	-0.38	0.41	-0.81	-0.51	0.16	-0.80	-0.45

C. Anexo 3: Modelaciones Efectuadas en Rocfall

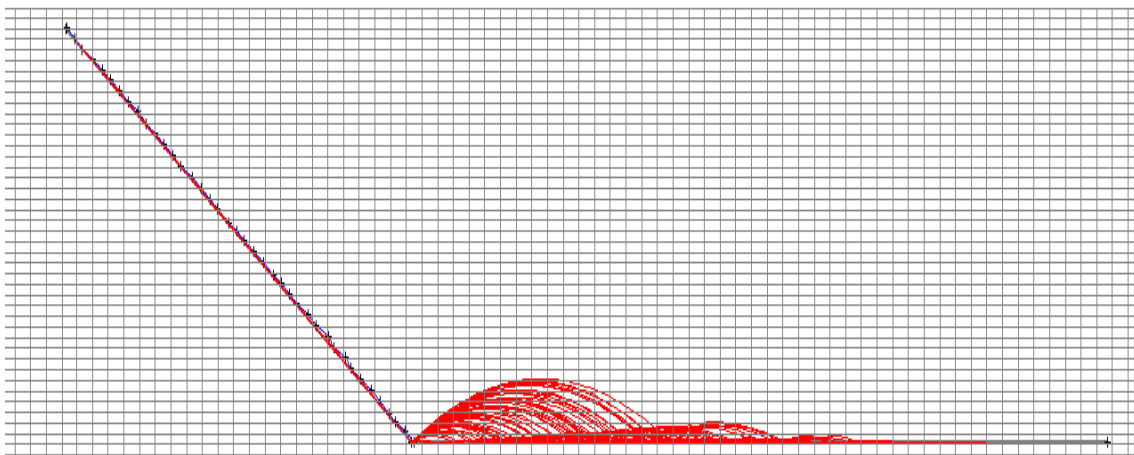
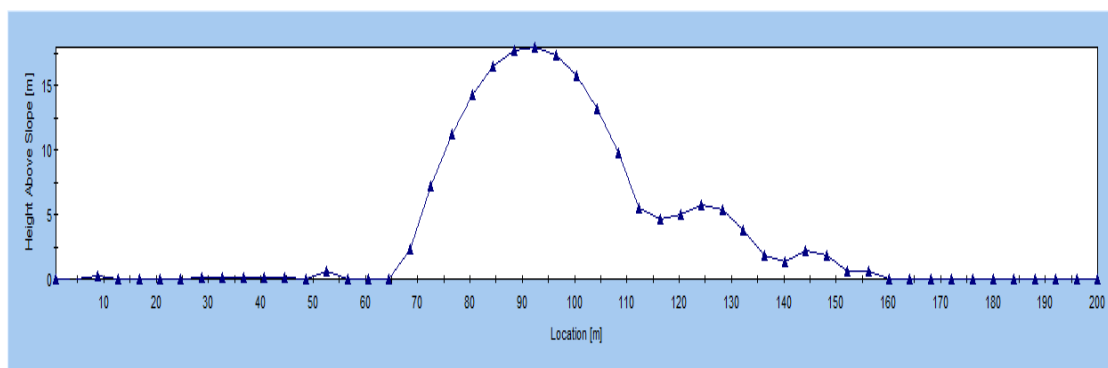
Para una Masa de 0,39 Kg

Modelación

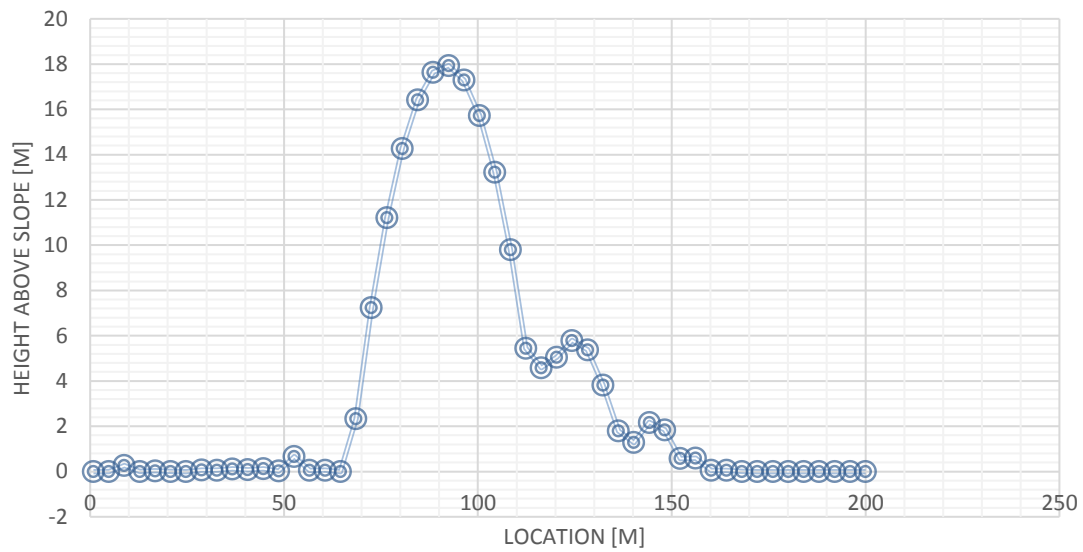


Envolvente de Alturas de Rebote:

Bounce Height Envelope



Bounce Height Envelope



Location [m]	Height Above Slope [m]
0,842	0
4,82516	-
8,80832	0,000429034
12,79148	0,001870407
16,77464	0,032046046
20,7578	0,00092662
24,74096	-0,00029148
28,72412	0,063922932
32,70728	0,062038185
36,69044	0,11895825
40,6736	0,078533028
44,65676	0,122155645
48,63992	0,024042453
52,62308	0,663879435
56,60624	0,053545549
60,5894	0,060645838
64,57256	-1,63721E-05
68,55572	2,327783395
72,53888	7,242057527
76,52204	11,20886518
80,5052	14,27558893
84,48836	16,42282159
88,47152	17,64125979
92,45468	17,93090352

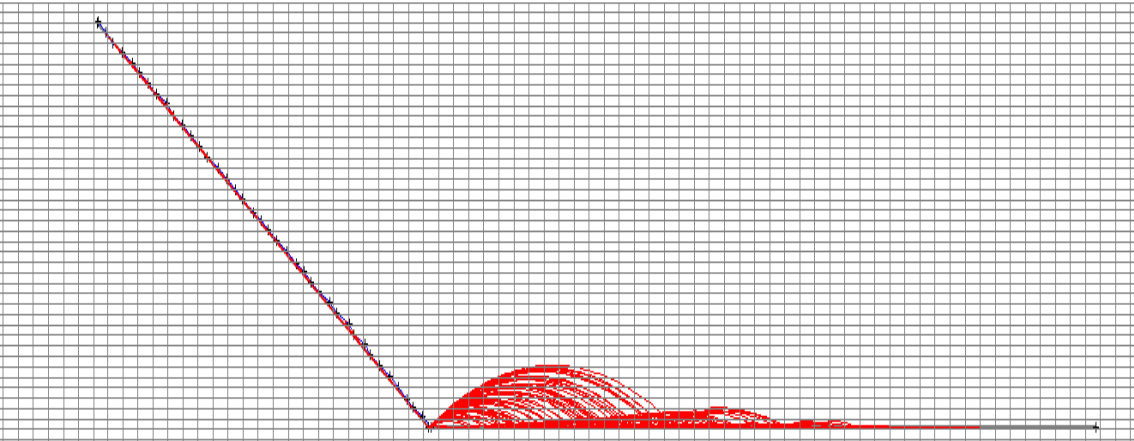
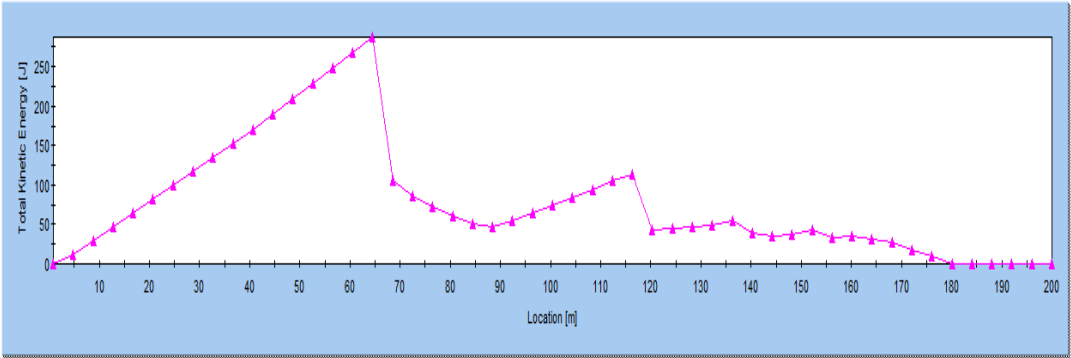
Location [m]	Height Above Slope [m]
96,43784	17,29175279
100,421	15,7238076
104,40416	13,22706795
108,38732	9,801533828
112,37048	5,447205245
116,35364	4,584076308
120,3368	5,049727924
124,31996	5,788327856
128,30312	5,378992033
132,28628	3,821720456
136,26944	1,792576243
140,2526	1,283287998
144,23576	2,165563323
148,21892	1,841843536
152,20208	0,574872892
156,18524	0,58805096
160,1684	0,050742651
164,15156	0,053034389
168,13472	0,004371189
172,11788	-
176,10104	0,000216554
180,0842	-
184,06736	0,000216554
188,05052	0
192,03368	0

Location [m]	Height Above Slope [m]
188,05052	0
192,03368	0

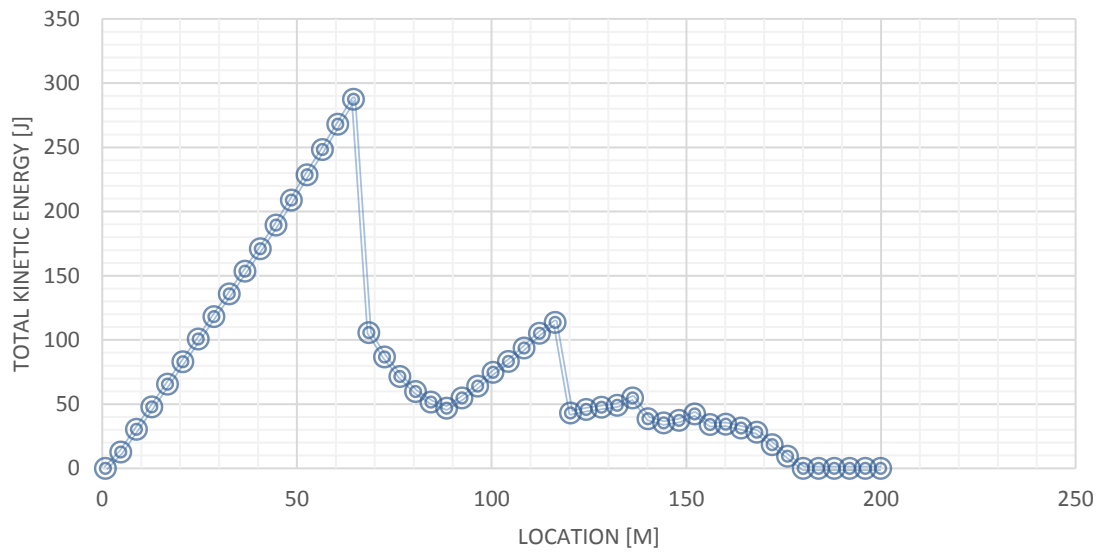
Location [m]	Height Above Slope [m]
196,01684	0
200	0

Envolvente de Energía Cinética:

Total Kinetic Energy Envelope



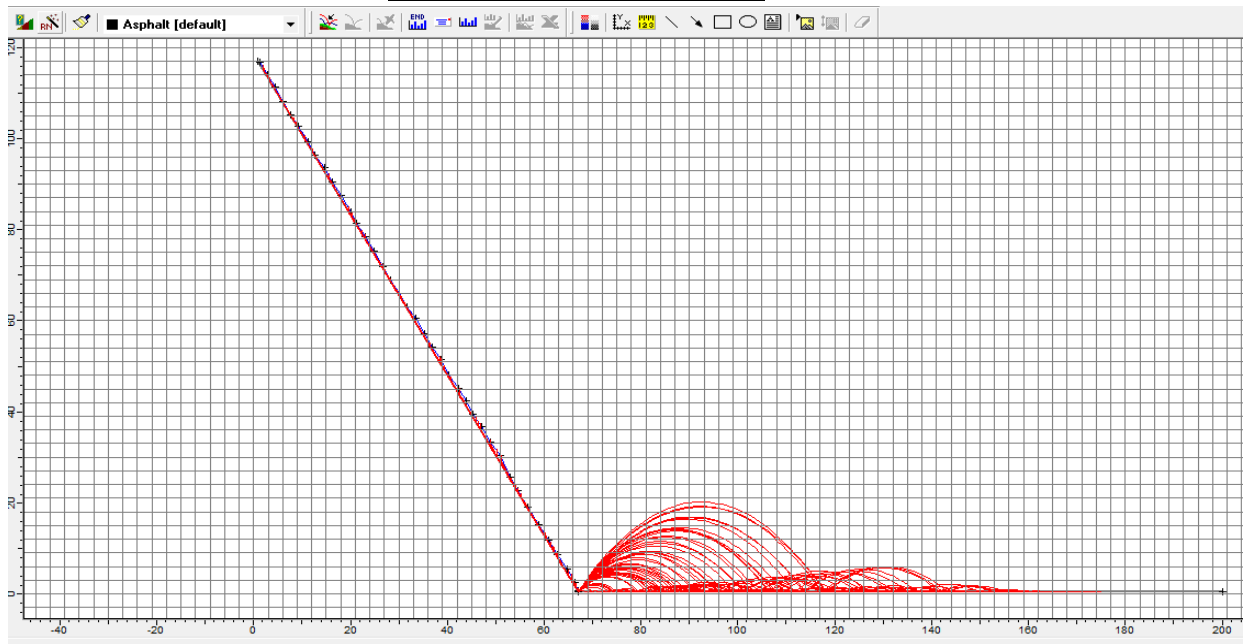
Total Kinetic Energy Envelope



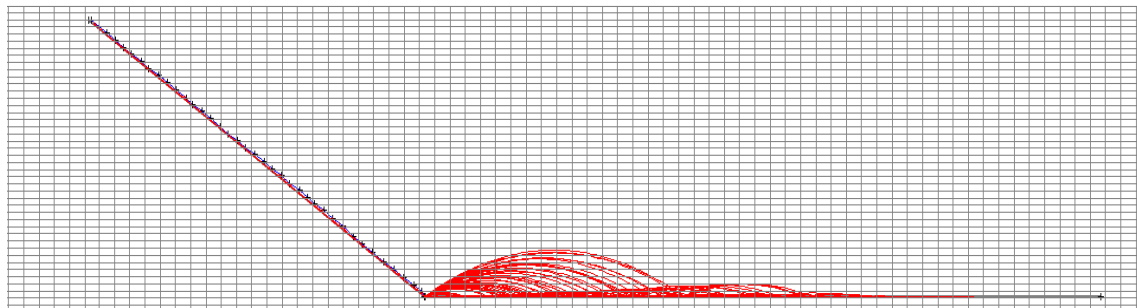
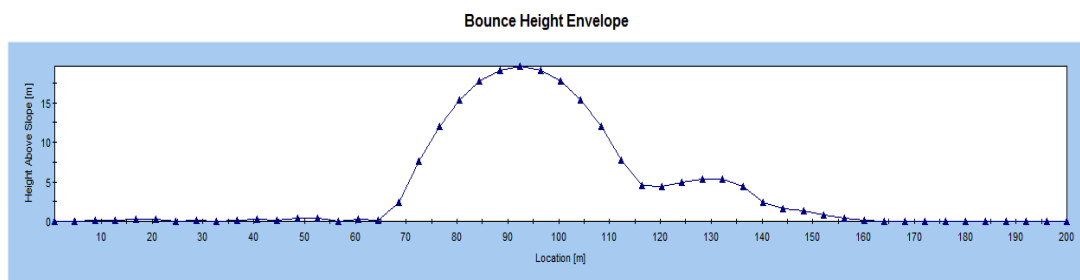
Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
0,842	0
4,82516	12,70318739
8,80832	30,29427961
12,79148	47,88537183
16,77464	65,47646405
20,7578	83,06755627
24,74096	100,6586485
28,72412	118,2497407
32,70728	135,8408329
36,69044	153,4319251
40,6736	171,0230174
44,65676	189,3227146
48,63992	208,955487
52,62308	228,5882595
56,60624	248,2210319
60,5894	267,8538044
64,57256	287,4865768
68,55572	105,6559725
72,53888	86,79525454
76,52204	71,48679784
80,5052	59,73060241
84,48836	51,52666824
88,47152	46,87499535
92,45468	54,89950983
96,43784	63,93397914
100,421	74,73496562

Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
104,40416	83,34452674
108,38732	93,76513467
112,37048	105,229601
116,35364	113,7766006
120,3368	43,1898924
124,31996	45,84147401
128,30312	47,52827893
132,28628	49,09308482
136,26944	54,92786734
140,2526	38,70167335
144,23576	35,3356868
148,21892	37,28068499
152,20208	42,44103688
156,18524	34,06180326
160,1684	34,31789535
164,15156	31,39789158
168,13472	28,17453404
172,11788	18,44909804
176,10104	9,366908205
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

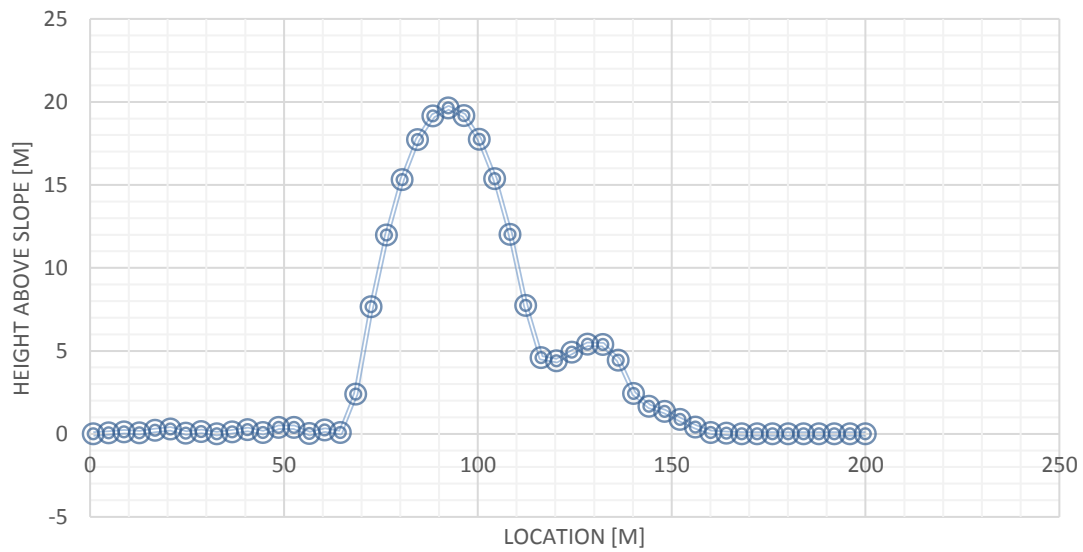
Para una Masa de 25,44 Kg



Envolvente de Alturas de Rebote:



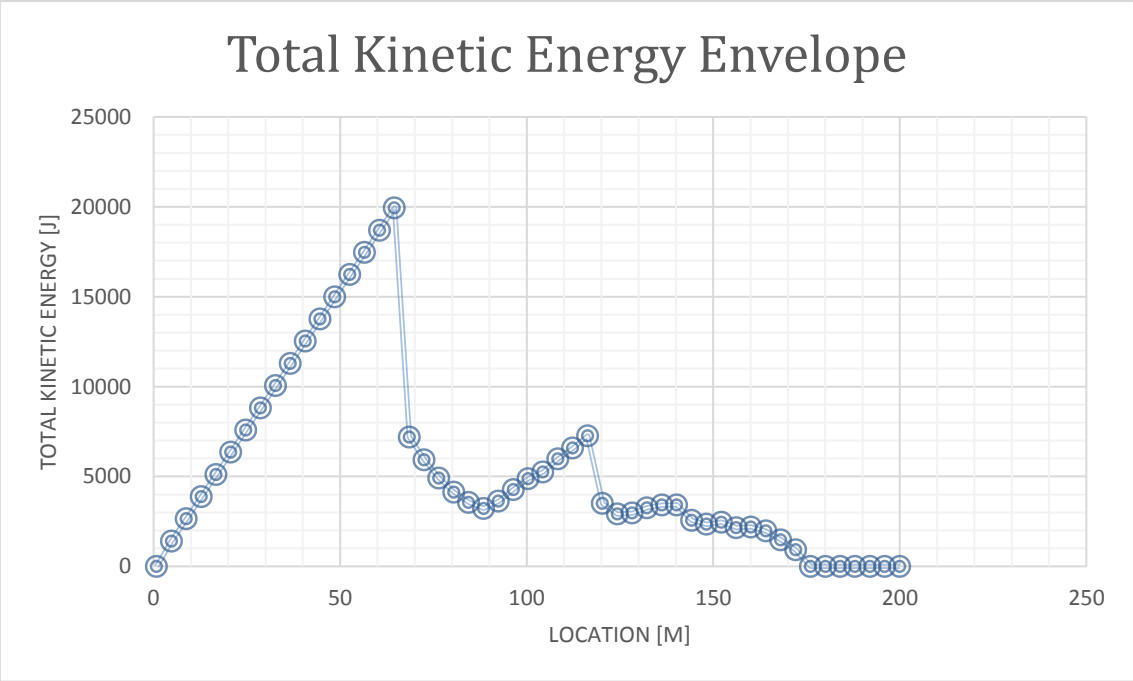
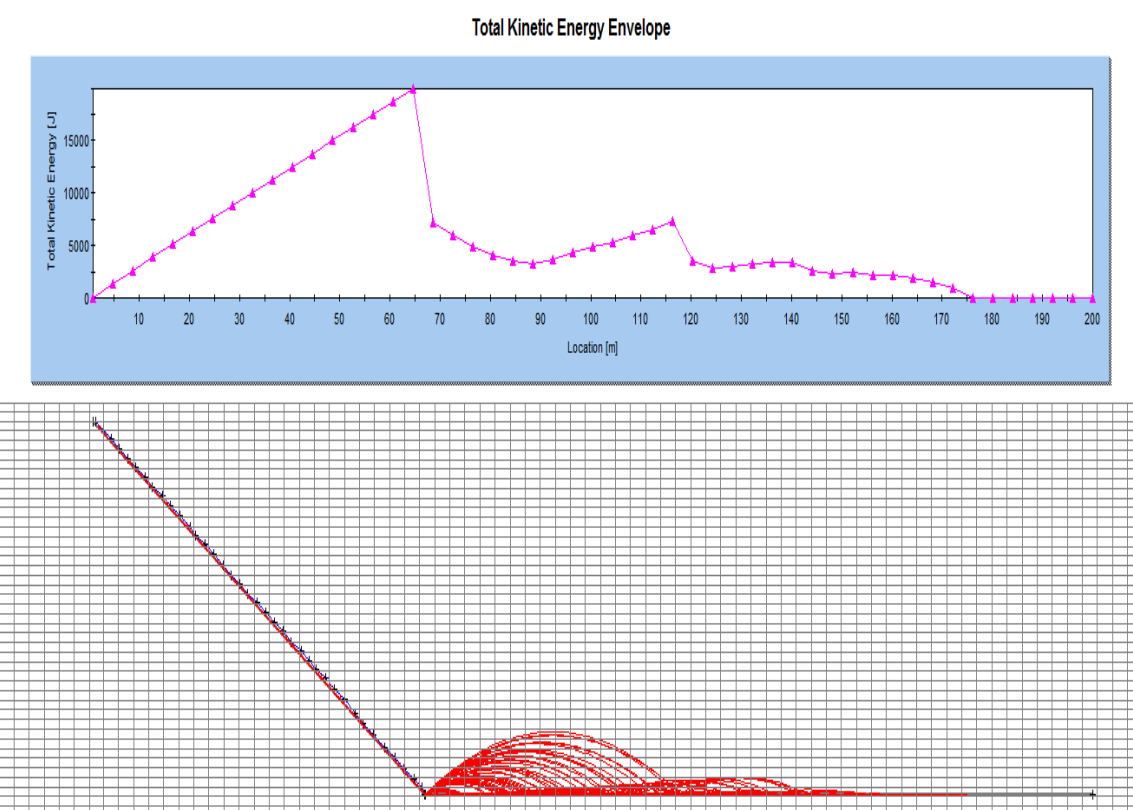
Bounce Height Envelope



Location [m]	Height Above Slope [m]
0,842	0
4,82516	0,053964846
8,80832	0,12445799
12,79148	0,067979366
16,77464	0,21677905
20,7578	0,296285335
24,74096	0,051363089
28,72412	0,144501744
32,70728	0,015046857
36,69044	0,123218742
40,6736	0,262858738
44,65676	0,075340413
48,63992	0,399756621
52,62308	0,394167336
56,60624	0,023192434
60,5894	0,23252206
64,57256	0,078632296
68,55572	2,402405253
72,53888	7,666068492
76,52204	11,9739611
80,5052	15,32608307
84,48836	17,72243441
88,47152	19,16301512
92,45468	19,6478252
96,43784	19,17686464
100,421	17,75013345

Location [m]	Height Above Slope [m]
104,40416	15,36763163
108,38732	12,02935918
112,37048	7,735316092
116,35364	4,59479844
120,3368	4,406595075
124,31996	4,924133697
128,30312	5,397827809
132,28628	5,378931123
136,26944	4,449877671
140,2526	2,433362459
144,23576	1,662666491
148,21892	1,352370084
152,20208	0,867698494
156,18524	0,411417936
160,1684	0,083851469
164,15156	0,040472713
168,13472	-0,000216554
172,11788	-0,000216554
176,10104	0
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

Envolvente de Energía Cinética:



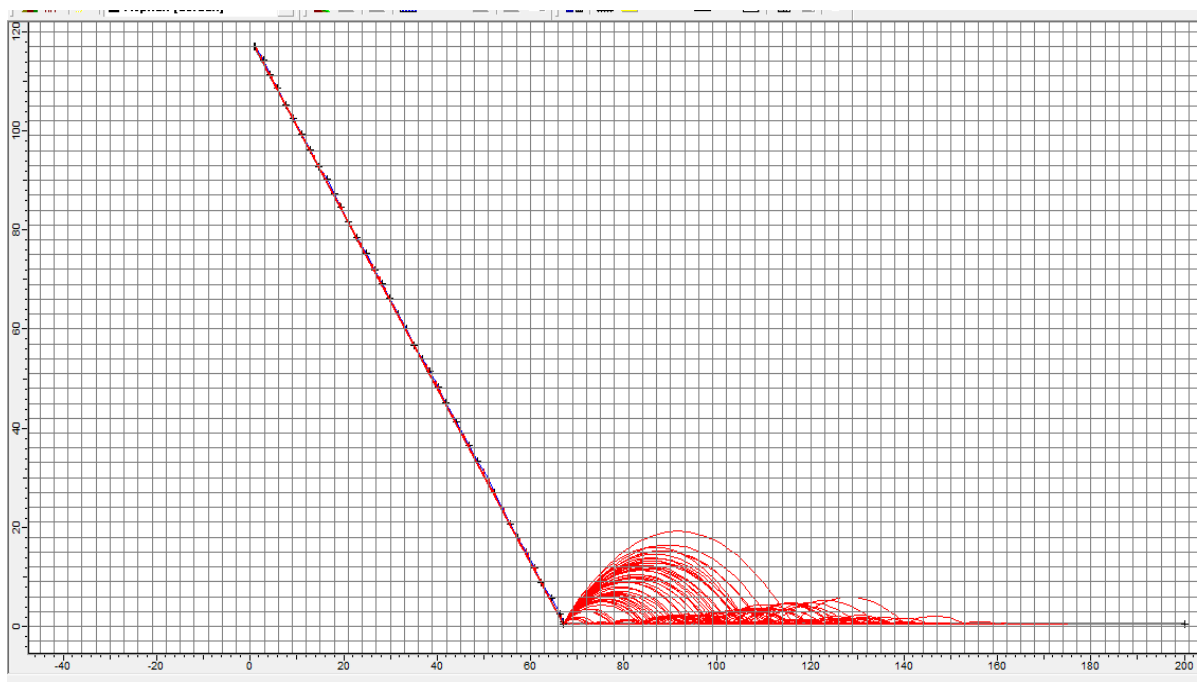
Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
0,842	0
4,82516	1405,508015

Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
8,80832	2640,476068
12,79148	3875,672535

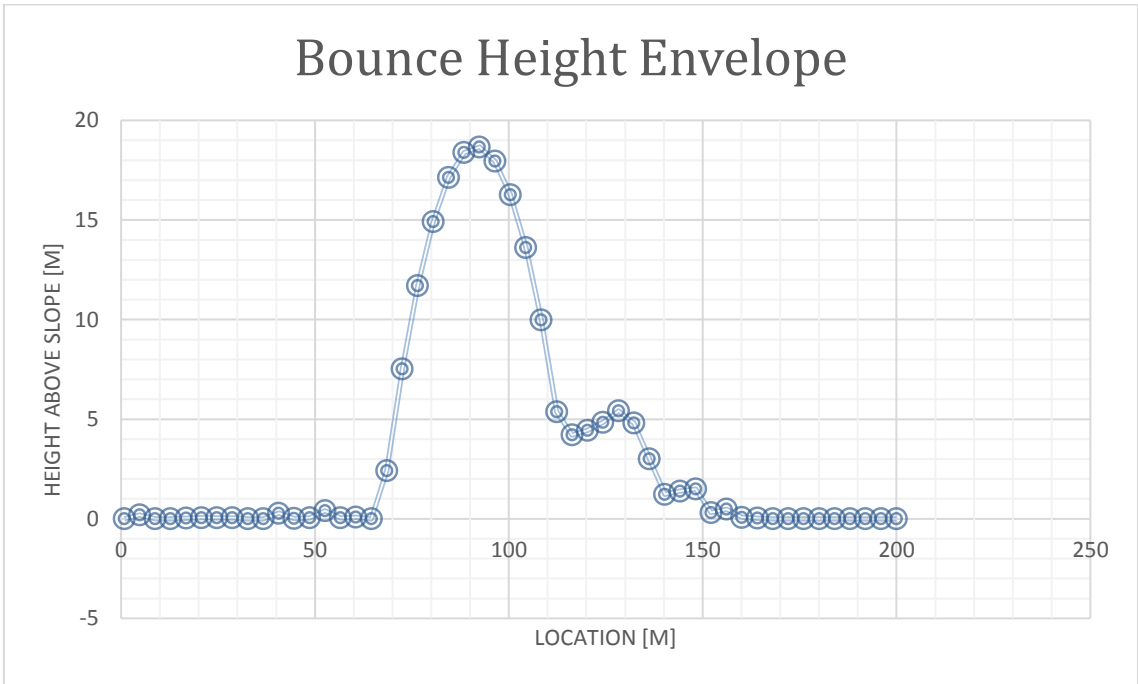
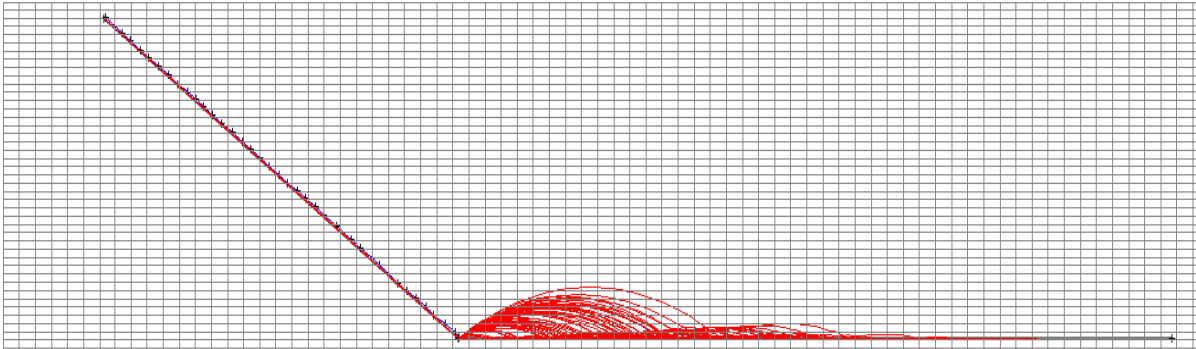
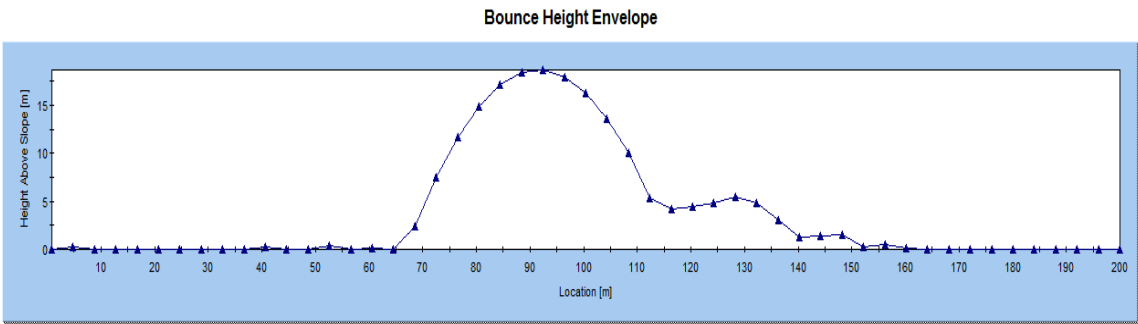
Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
16,77464	5110,869002
20,7578	6346,065469
24,74096	7581,261936
28,72412	8816,458402
32,70728	10051,65487
36,69044	11286,85134
40,6736	12522,0478
44,65676	13757,24427
48,63992	14992,44074
52,62308	16227,6372
56,60624	17462,83367
60,5894	18698,03014
64,57256	19933,2266
68,55572	7196,67137
72,53888	5925,807064
76,52204	4915,815803
80,5052	4128,515889
84,48836	3563,907321
88,47152	3221,990101
92,45468	3620,375168
96,43784	4271,51932
100,421	4875,466863
104,40416	5252,107806
108,38732	5974,349901

Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
112,37048	6574,227277
116,35364	7256,859898
120,3368	3495,233151
124,31996	2913,655976
128,30312	2959,806969
132,28628	3255,207382
136,26944	3406,742387
140,2526	3419,727961
144,23576	2558,197153
148,21892	2339,644394
152,20208	2458,809665
156,18524	2149,672241
160,1684	2192,103934
164,15156	1965,632592
168,13472	1477,009115
172,11788	912,7647301
176,10104	0
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

Para una Masa de 12,88 Kg



Envolvente de Alturas de Rebote:



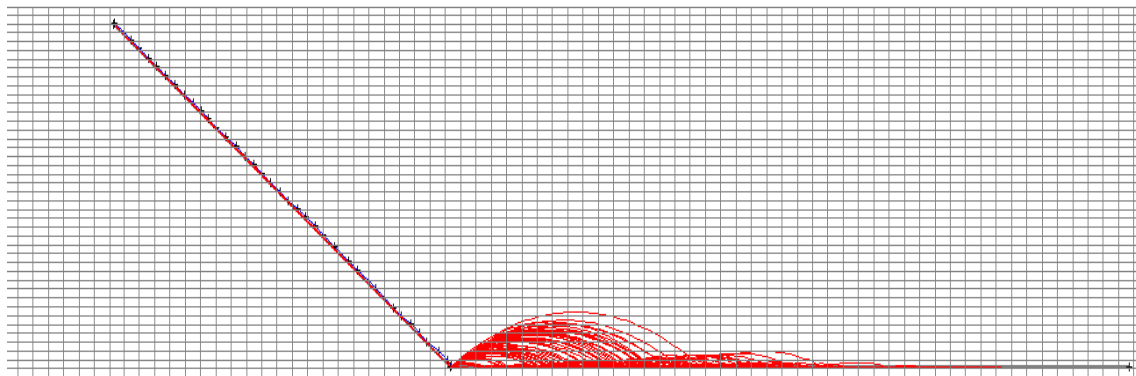
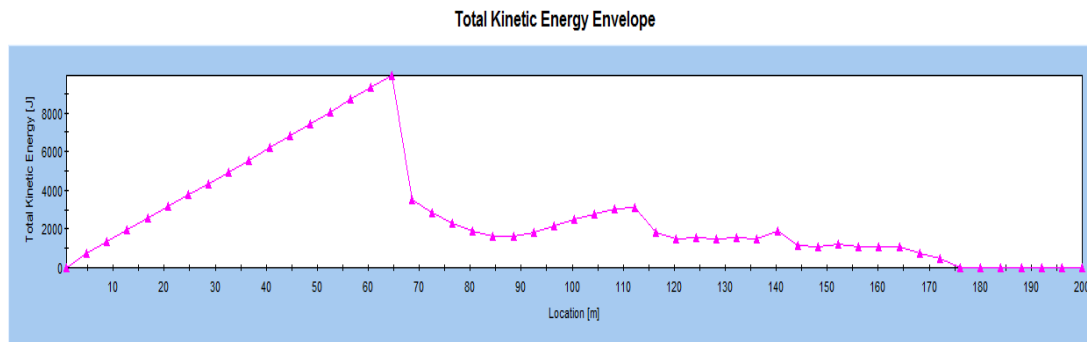
Location [m]	Height Above Slope [m]
0,842	0
4,82516	0,194530961
8,80832	-0,000403525
12,79148	-0,000375877
16,77464	0,031123511
20,7578	0,056228096

Location [m]	Height Above Slope [m]
24,74096	0,048244118
28,72412	0,045828706
32,70728	0,002000528
36,69044	-0,000209989
40,6736	0,28207199
44,65676	0,010836861
48,63992	0,04858095

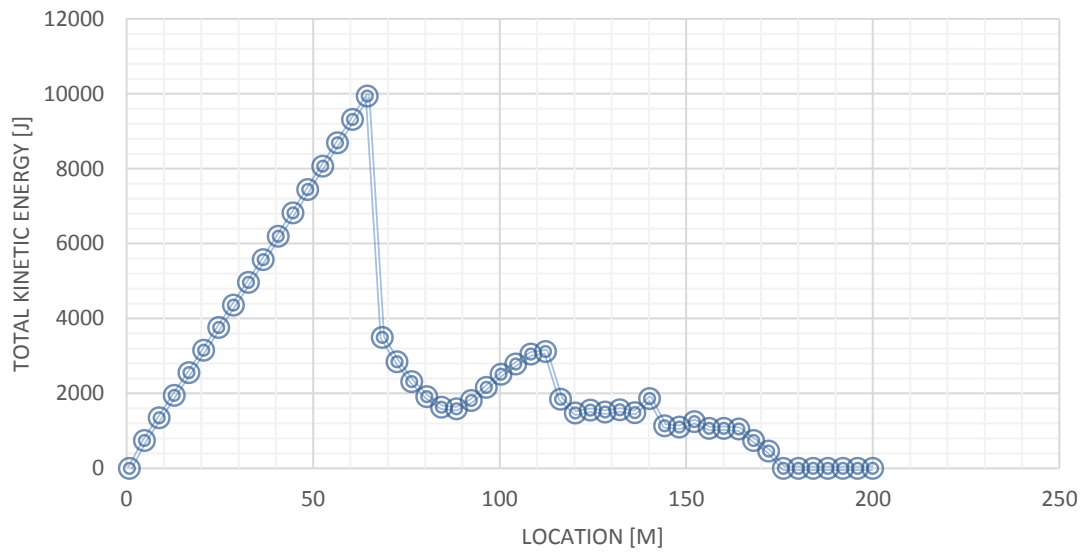
Location [m]	Height Above Slope [m]
52,62308	0,40042867
56,60624	0,046787134
60,5894	0,076063861
64,57256	-1,64537E-05
68,55572	2,420624524
72,53888	7,524032666
76,52204	11,70514054
80,5052	14,90912169
84,48836	17,13597611
88,47152	18,3857038
92,45468	18,65830476
96,43784	17,95377898
100,421	16,27212648
104,40416	13,61334724
108,38732	9,97744128
112,37048	5,364408584
116,35364	4,208573366
120,3368	4,440868134
124,31996	4,842903684

Location [m]	Height Above Slope [m]
128,30312	5,416408045
132,28628	4,802140655
136,26944	3,000101515
140,2526	1,22707854
144,23576	1,390794205
148,21892	1,496547431
152,20208	0,311186448
156,18524	0,477148518
160,1684	0,068250534
164,15156	0,033733984
168,13472	-0,000216554
172,11788	-0,000216554
176,10104	0
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

Envolvente de Energía Cinética:



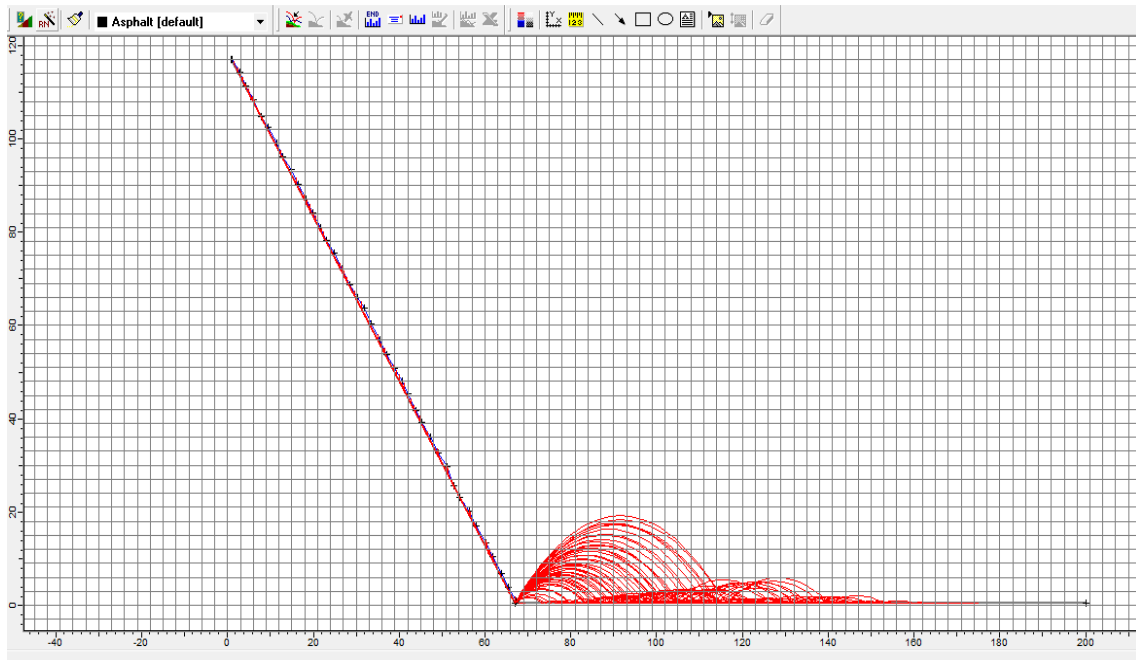
Total Kinetic Energy Envelope



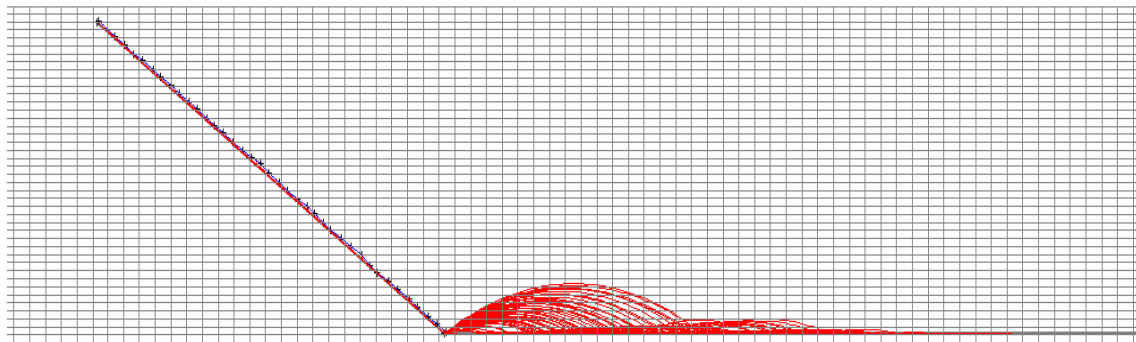
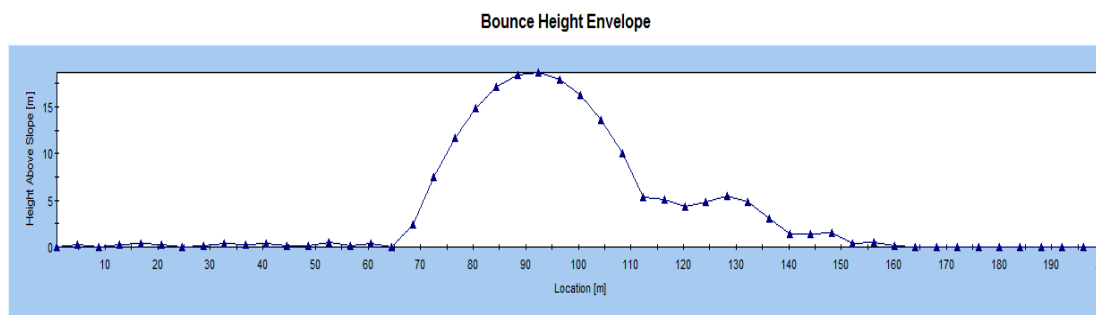
Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
0,842	0
4,82516	742,5751827
8,80832	1345,661634
12,79148	1948,748086
16,77464	2551,834537
20,7578	3154,920989
24,74096	3758,00744
28,72412	4361,093892
32,70728	4964,180343
36,69044	5569,027012
40,6736	6193,447478
44,65676	6817,867943
48,63992	7442,288409
52,62308	8066,708874
56,60624	8691,129339
60,5894	9315,549805
64,57256	9939,97027
68,55572	3494,257112
72,53888	2842,99832
76,52204	2315,160064
80,5052	1910,742346
84,48836	1629,745165
88,47152	1590,002502
92,45468	1811,105548
96,43784	2159,554529
100,421	2514,530575

Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
104,40416	2788,336853
108,38732	3051,671404
112,37048	3118,539942
116,35364	1847,283814
120,3368	1475,066631
124,31996	1553,790646
128,30312	1503,356679
132,28628	1563,002522
136,26944	1486,468261
140,2526	1864,38626
144,23576	1134,296069
148,21892	1100,683883
152,20208	1250,682442
156,18524	1067,442758
160,1684	1070,136385
164,15156	1049,9655
168,13472	742,7759632
172,11788	459,2525047
176,10104	0
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

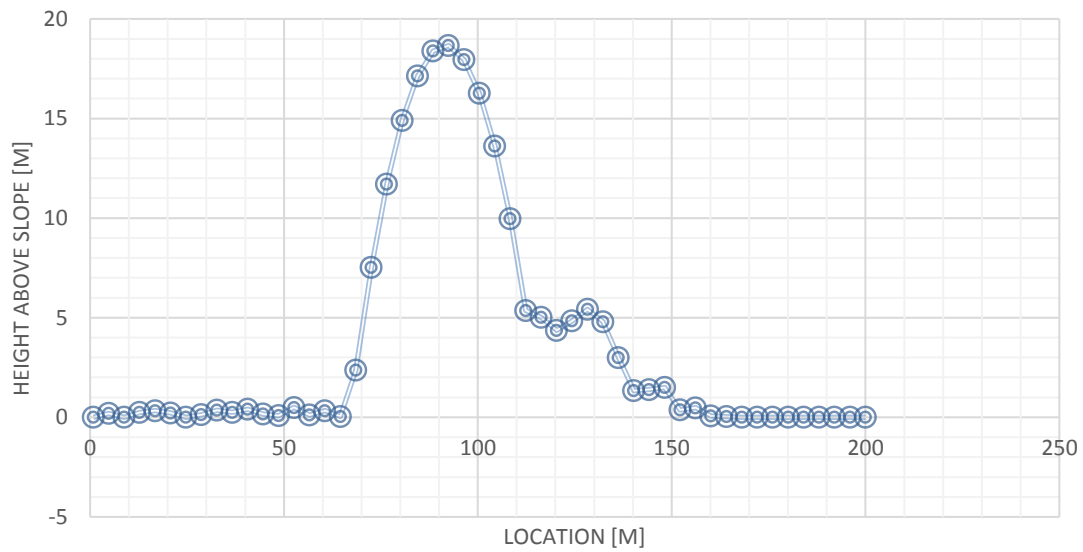
Para una Masa de 42,81 Kg



Envolvente de Alturas de Rebote:



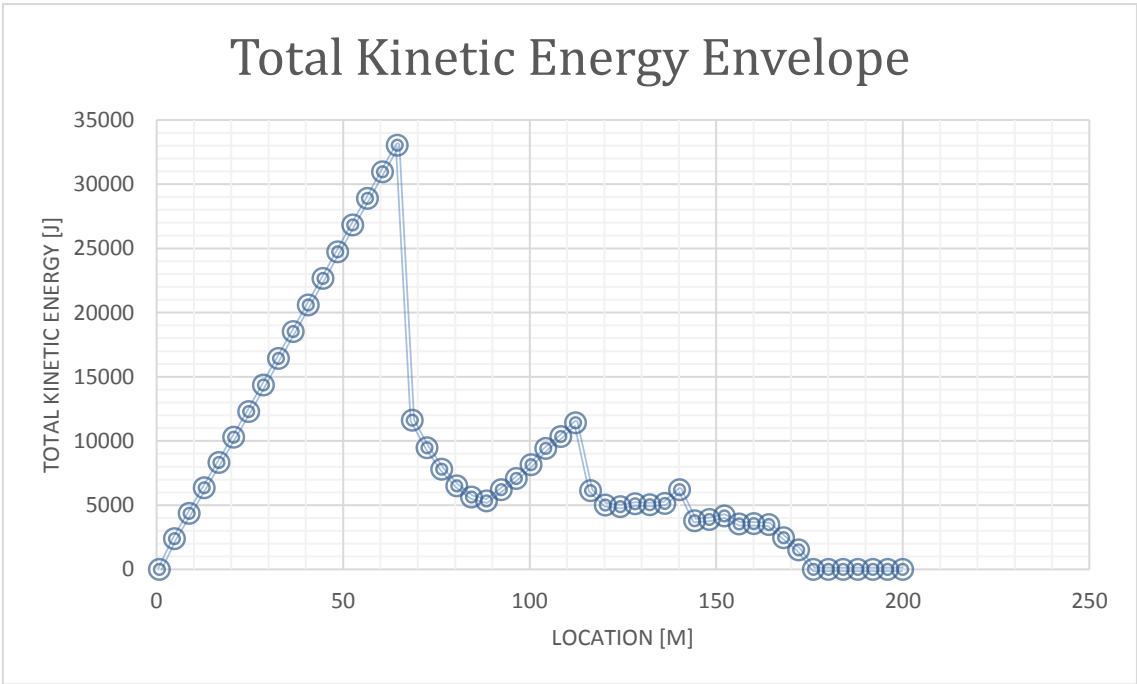
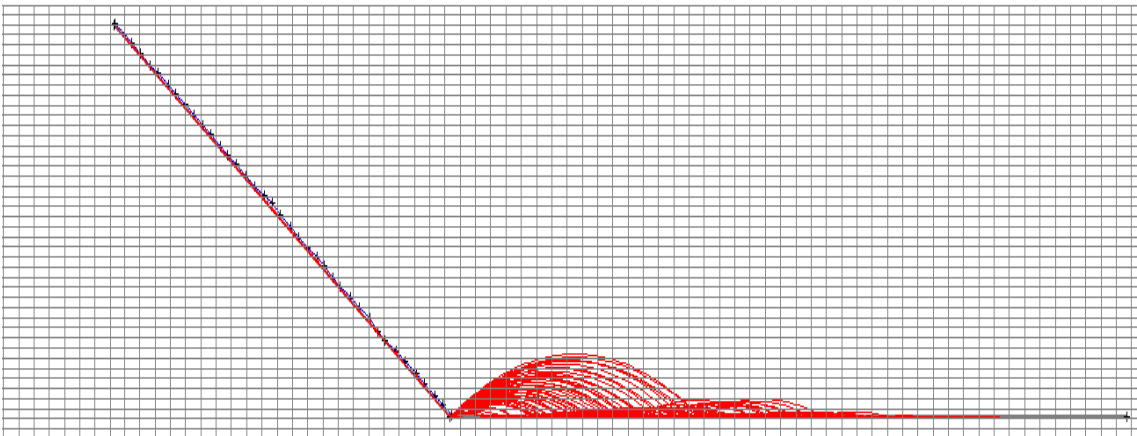
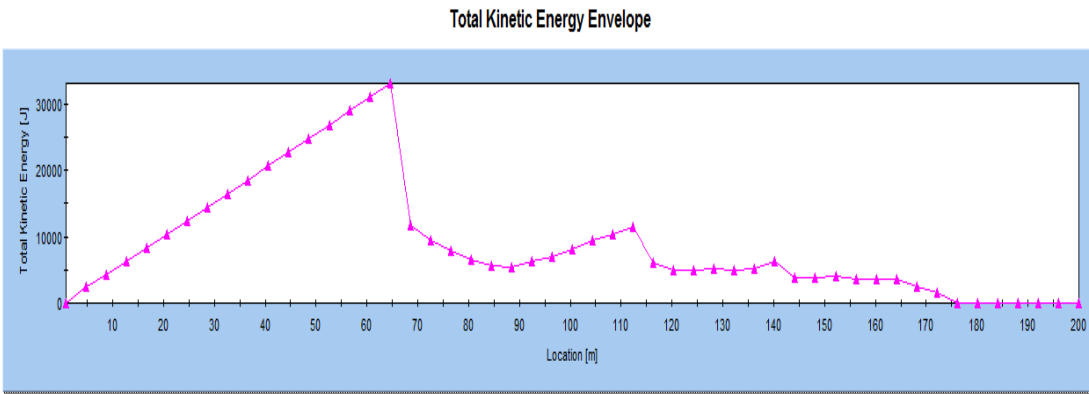
Bounce Height Envelope



Location [m]	Height Above Slope [m]
0,842	0
4,82516	0,194530961
8,80832	-0,000404969
12,79148	0,243037629
16,77464	0,328831557
20,7578	0,219611985
24,74096	0,002104835
28,72412	0,130988443
32,70728	0,356672155
36,69044	0,254496395
40,6736	0,403527594
44,65676	0,167182012
48,63992	0,0798824
52,62308	0,496046876
56,60624	0,113767159
60,5894	0,334176608
64,57256	0,044787697
68,55572	2,365798056
72,53888	7,524032666
76,52204	11,70514054
80,5052	14,90912169
84,48836	17,13597611
88,47152	18,3857038
92,45468	18,65830476
96,43784	17,95377898
100,421	16,27212648

Location [m]	Height Above Slope [m]
104,40416	13,61334724
108,38732	9,97744128
112,37048	5,364408584
116,35364	5,013748442
120,3368	4,363713119
124,31996	4,842903684
128,30312	5,416408045
132,28628	4,802140655
136,26944	3,000101515
140,2526	1,339407405
144,23576	1,390794205
148,21892	1,496547431
152,20208	0,372063356
156,18524	0,477148518
160,1684	0,068250534
164,15156	0,033733984
168,13472	-0,000216554
172,11788	-0,000216554
176,10104	0
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

Envolvente de Energía Cinética:



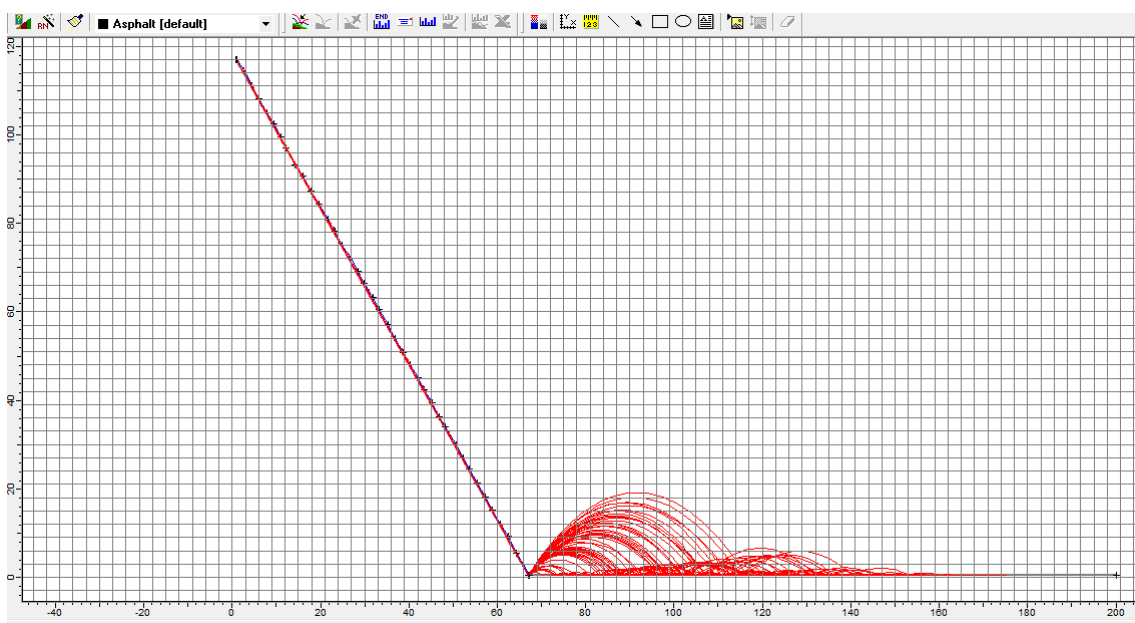
Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
0,842	0

Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
4,82516	2394,726115

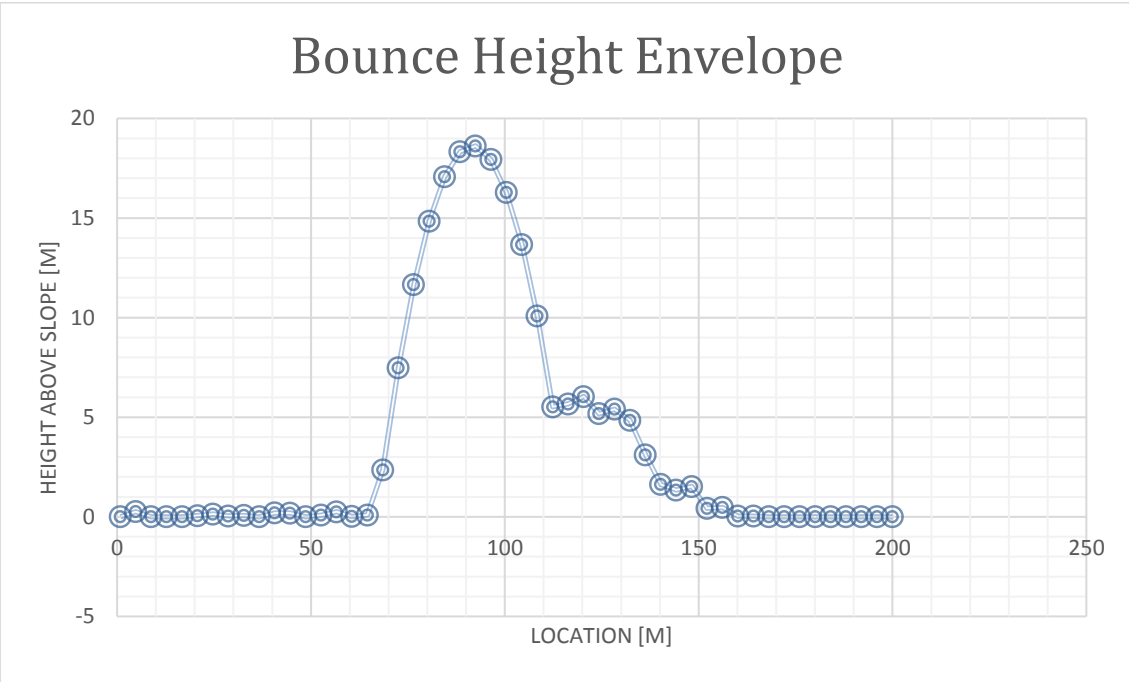
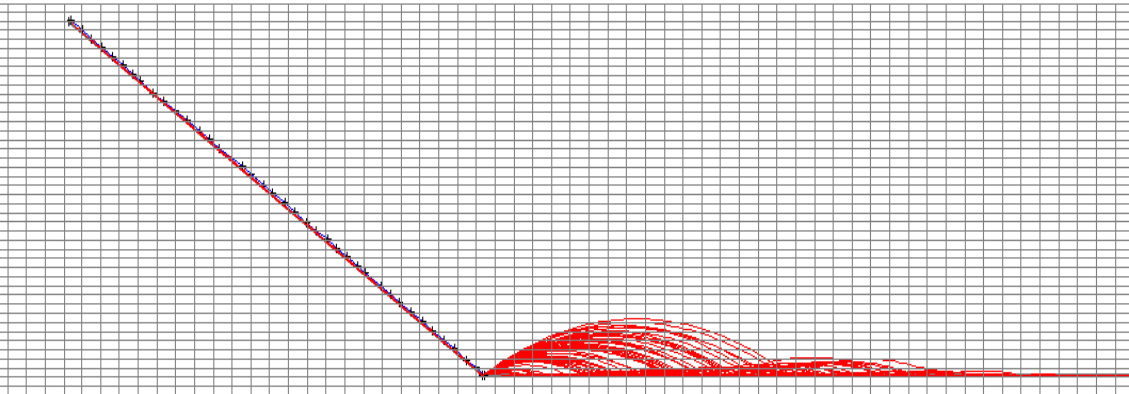
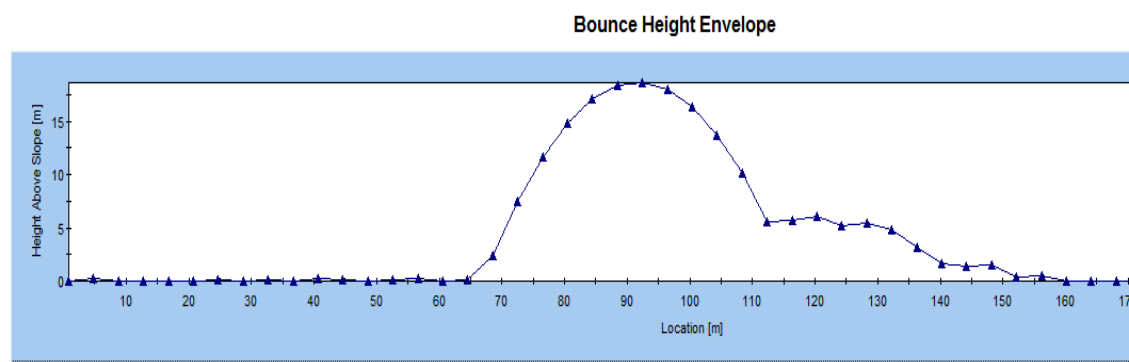
Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
8,80832	4372,445442
12,79148	6350,164769
16,77464	8327,884096
20,7578	10305,60342
24,74096	12283,82966
28,72412	14359,25203
32,70728	16434,6744
36,69044	18510,09677
40,6736	20585,51914
44,65676	22660,94151
48,63992	24736,36388
52,62308	26811,78625
56,60624	28887,20862
60,5894	30962,63099
64,57256	33038,05336
68,55572	11614,06421
72,53888	9462,637843
76,52204	7791,144793
80,5052	6510,590732
84,48836	5620,97566
88,47152	5328,533768
92,45468	6209,776246
96,43784	7075,115063
100,421	8161,60878
104,40416	9409,721974

Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
108,38732	10341,29691
112,37048	11427,08901
116,35364	6139,92392
120,3368	5013,222897
124,31996	4893,682646
128,30312	5107,683914
132,28628	5033,565119
136,26944	5134,817021
140,2526	6196,768307
144,23576	3789,736273
148,21892	3892,53147
152,20208	4156,965478
156,18524	3547,921156
160,1684	3556,874118
164,15156	3489,830981
168,13472	2468,807375
172,11788	1526,444078
176,10104	0
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

Para una Masa de 29,46 Kg



Envolvente de Alturas de Rebote:



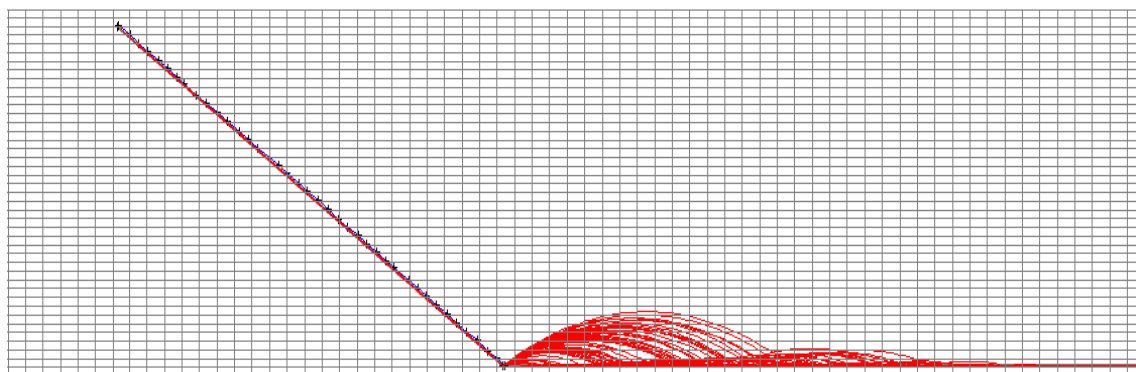
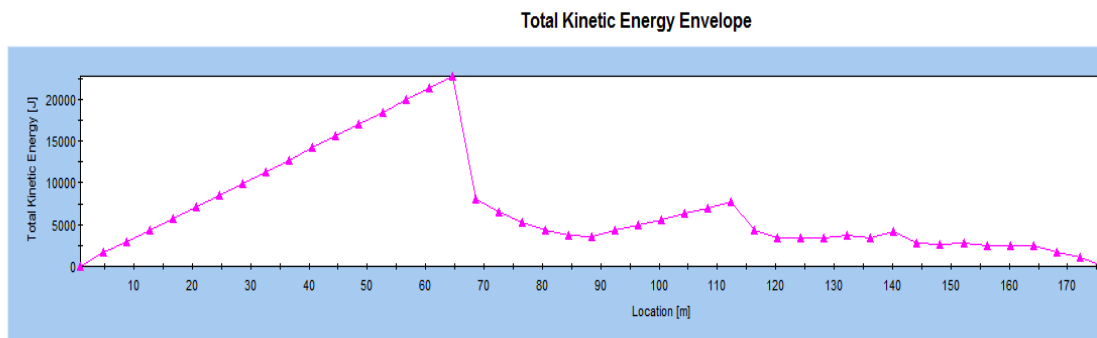
Location [m]	Height Above Slope [m]
0,842	0
4,82516	0,260221451
8,80832	-0,000405862
12,79148	-0,000378054
16,77464	-0,000350246

Location [m]	Height Above Slope [m]
20,7578	0,057505107
24,74096	0,14038084
28,72412	0,039047838
32,70728	0,063023073
36,69044	-0,000211206

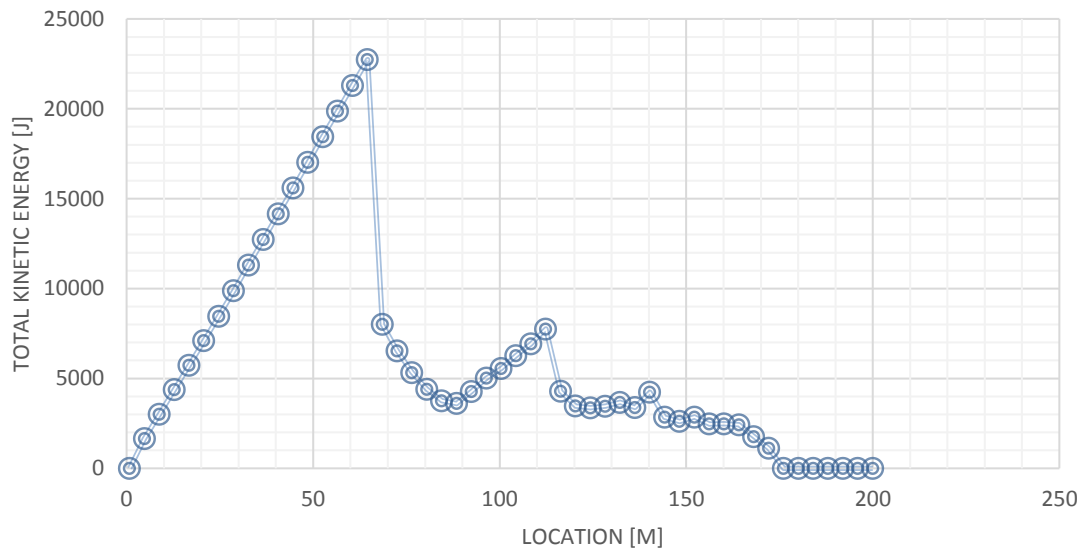
Location [m]	Height Above Slope [m]
40,6736	0,192312915
44,65676	0,184604366
48,63992	0,002370064
52,62308	0,079749429
56,60624	0,254011113
60,5894	0,018105206
64,57256	0,089033276
68,55572	2,35350038
72,53888	7,486995954
76,52204	11,65139277
80,5052	14,84669084
84,48836	17,07289016
88,47152	18,32999072
92,45468	18,61799254
96,43784	17,9368956
100,421	16,2866999
104,40416	13,66740546
108,38732	10,07901226
112,37048	5,521520312
116,35364	5,665010213
120,3368	6,039303834

Location [m]	Height Above Slope [m]
124,31996	5,179331014
128,30312	5,403266718
132,28628	4,8483742
136,26944	3,115956383
140,2526	1,623722903
144,23576	1,341480575
148,21892	1,523762832
152,20208	0,426237671
156,18524	0,47178848
160,1684	0,034798499
164,15156	0,030304009
168,13472	-0,000216554
172,11788	-0,000216554
176,10104	0
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

Envolvente de Energía Cinética:



Total Kinetic Energy Envelope



Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
0,842	0
4,82516	1654,369246
8,80832	3015,350582
12,79148	4376,331918
16,77464	5737,313254
20,7578	7098,29459
24,74096	8459,275926
28,72412	9878,360605
32,70728	11306,57694
36,69044	12734,79328
40,6736	14163,00962
44,65676	15591,22596
48,63992	17019,4423
52,62308	18447,65864
56,60624	19875,87497
60,5894	21304,09131
64,57256	22732,30765
68,55572	8010,254595
72,53888	6527,799002
76,52204	5325,319826
80,5052	4402,817068
84,48836	3760,290727
88,47152	3611,650101
92,45468	4279,751036
96,43784	5014,502519
100,421	5559,389846

Location [m]	Total Kinetic Energy [J]
104,40416	6269,973164
108,38732	6923,414692
112,37048	7747,378217
116,35364	4282,495654
120,3368	3463,217379
124,31996	3372,055978
128,30312	3460,530594
132,28628	3674,226749
136,26944	3386,247151
140,2526	4227,572437
144,23576	2840,821855
148,21892	2609,328251
152,20208	2848,220328
156,18524	2471,756796
160,1684	2478,79537
164,15156	2423,821973
168,13472	1766,132333
172,11788	1117,638459
176,10104	0
180,0842	0
184,06736	0
188,05052	0
192,03368	0
196,01684	0
200	0

